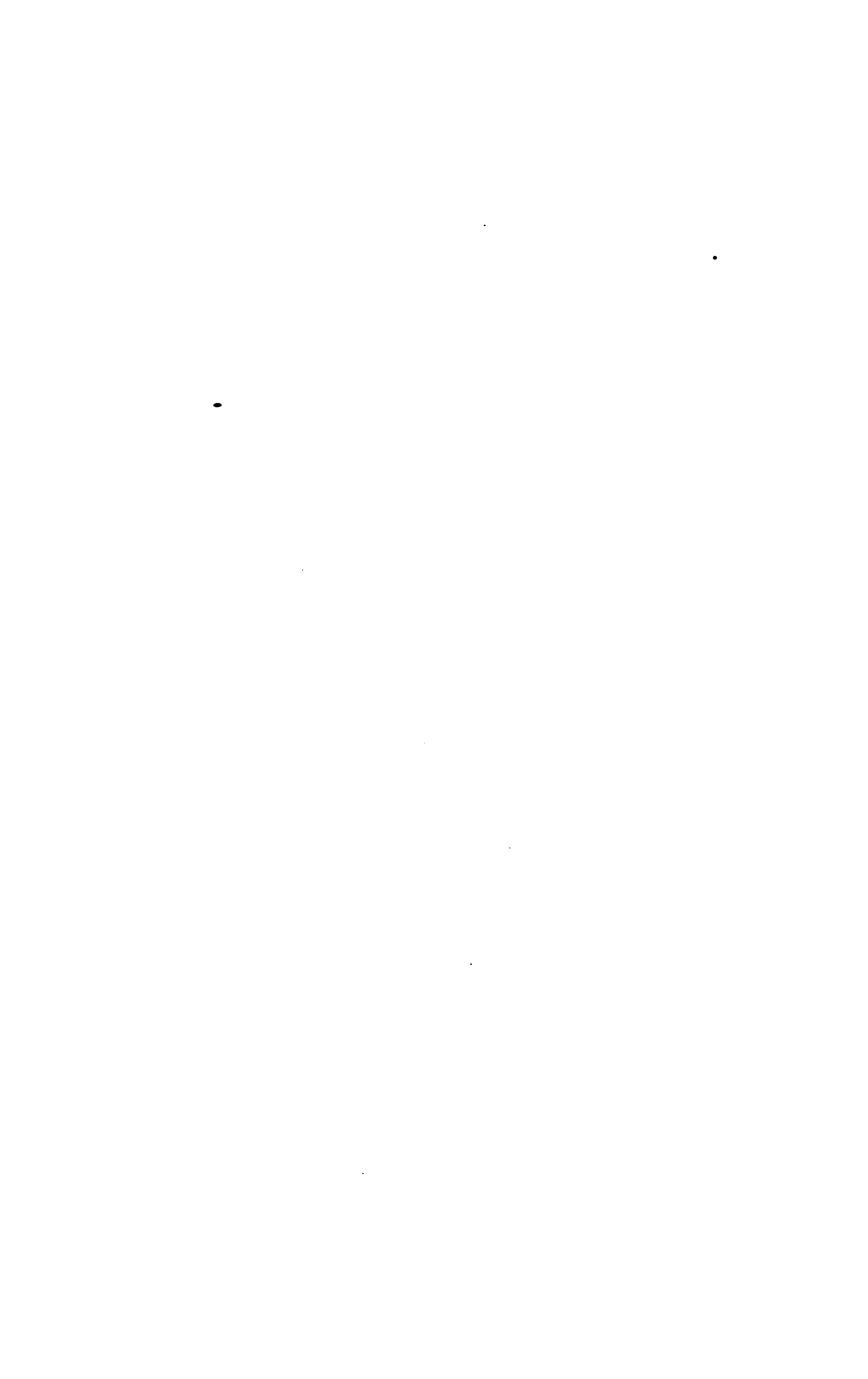










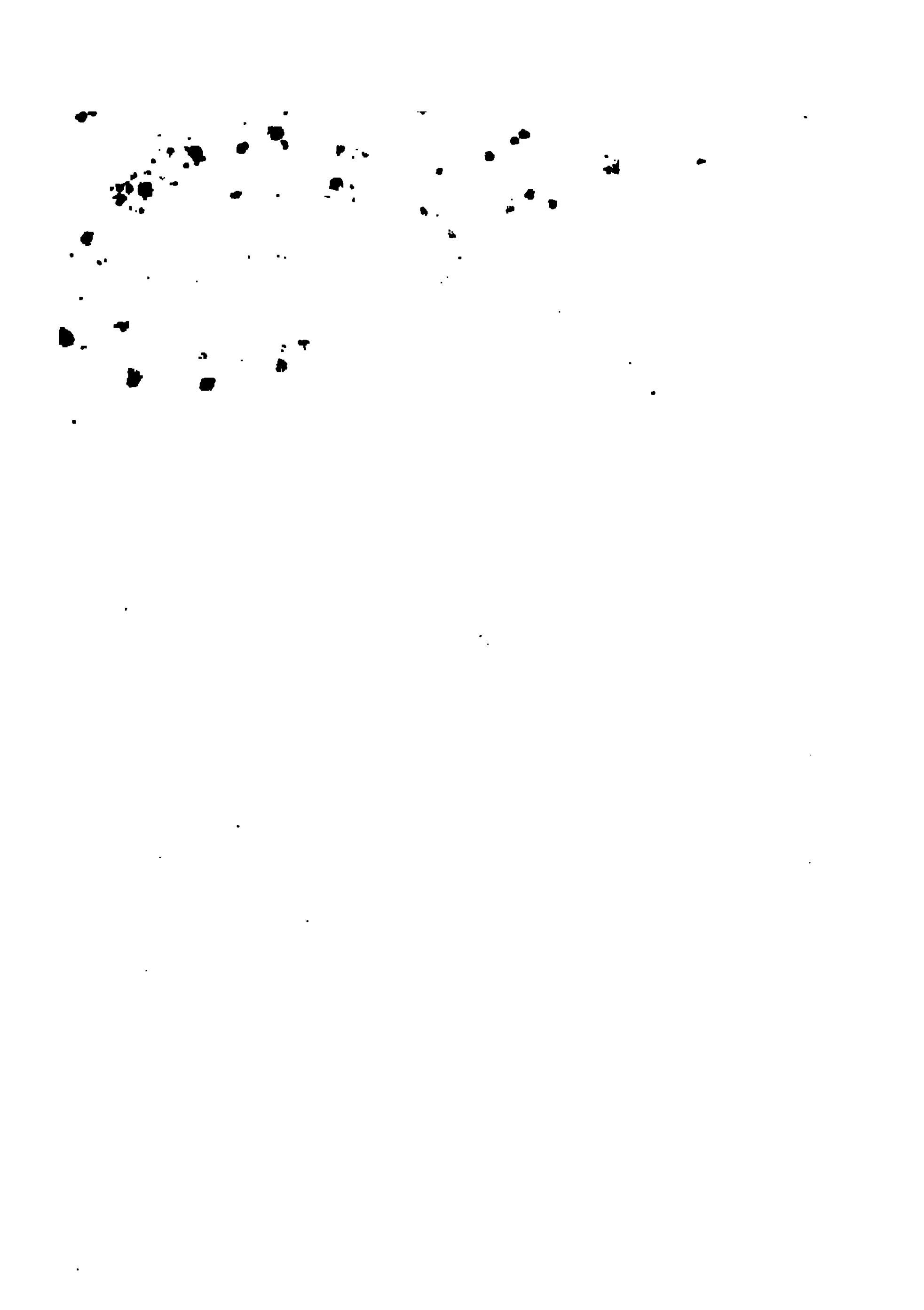




Bruno Kerl,

Handbuch der metallurgischen Hüttenkunde.

Dritter Band. Erste Abtheilung.



Handbuch

der

metallurgischen Hüttenkunde

zum

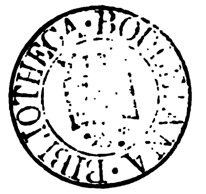
Gebrauche bei Vorlesungen und zum Selbststudium.

Bearbeitet

von

BRUNO KERL,

Königl. Hannov. Hüttenmeister und Lehrer der Hüttenkunde und Probirkunst an der Königl. Bergschule zu Clausthal.



In drei Bänden.

Dritter Band. Erste Abtheilung.

Mit 3 lithographirten Tafeln.

Freiberg,

Verlag von J. G. Engelhardt.

1855.

Der

Ober- und Unterharzer

Hütten - Genossenschaft

mit

herzlichem Glückauf

gewidmet

vom

Verfasser.

Inhaltsverzeichniss

der

ersten Abtheilung des dritten Bandes.

VIII. Arsen.

IX. Antimon.

Seite

Drittes Kapitel.

Aussaigern des Schwefelantimons in Flammöfen.

II. Abschnitt.

Gewinnung von metallischem Antimon.

X. Silber.

Zweites Kapitel.

Bleiarbeit mit silberhaltigen Steinen.

Zweiter Theil.

Gewinnung des Silbers aus silberhaltigem Blei.

Erstes Kapitel.

Abtreiben des Werkbleies.

Zweites Kapitel.

Anreicherung des Silbers im Werkblei nach Pattinson's Krystallisirmethode.

Drittes Kapitel.

Extraction des Silbers aus Werkblei mittelst Zinks.

Viertes Kapitel.

Feinbrennen des Blicksilbers.

Fünftes Kapitel.

Feinschmelzen des Silbers in Tiegeln.

II. Abschnitt.

Silbergewinnung mittelst Kupfers und Bleies.

Erstes Kapitel.

Kupferauflösungsprozess.

Zweites Kapitel.

Abdarrprozess.

II. Abtheilung.

Silbergewinnung auf nassem Wege.

I. Abschnitt.

Silbergewinnung mittelst Quecksilbers (Amalgamation).

Erster Theil.

Europäische Fässeramalgamation.

Erstes Kapitel.

Silbererzamalgamation.

Zweites Kapitel.

Kupfersteinamalgamation.

Drittes Kapitel.

Speiseamalgamation.

Viertes Kapitel.

Schwarzkupferamalgamation.

Zweiter Theil.

Amerikanische Haufenamalgamation.

II. Abschnitt.

Silbergewinnung durch Auflösung und Fällung.

Erster Theil.

Augustin's Kochsalzlaugerei.

Erstes Kapitel.

Kupfersteinextraction.

XI. Gold.

I. Abtheilung.

Gewinnung des Goldes aus Goldsand.

1. Abschnitt.

Gewinnung des Goldes durch Verwaschen des Goldsandes.

XII. Platin.

XIII. Nickel.

I. Abschnitt.

Concentration des Nickels in einer Speise oder in einem Stein.

Erstes Kapitel.

Concentration des Nickels mittelst Arsens in einer Speise.

Zweites Kapitel.

Concentration des Nickels mittelst Schwefelkies in einem Stein.

II. Abschnitt.

Darstellung des metallischen Nickels.

XIV. Kobalt.

XV. Mangan.

Repertorium der Figurentafeln.

Tafel I. Figur 1—19.

Tafel II. Figur 20—39.

Tafel III. Figur 40—56.

VIII. Arsen.

---

§. 1. Arsenerze. Zur Darstellung der Arsenikalien (metallisches Arsen, Arsenige Säure, Arsenschwefelungen) werden auf den Arsenhütten hauptsächlich nachstehende Erze angewandt, welche die Eigenschaft haben, beim Erhitzen unter Luftabschluss metallisches Arsen oder Schwefelarsen, oder beim Rösten arsenige Säure in grösserer Menge zu entwickeln.

Arsenerze.

1) Gediegen Arsen (Scherbenkobalt, Näpfchenkobalt), zuweilen mehr oder weniger Eisen, Kobalt, Nickel, Antimon und Silber enthaltend. Dasselbe wird entweder als fertiges Product in den Handel gegeben oder, z. B. bei einem Silbergehalt (Andreasberg) oder wenn dasselbe in andere Erze eingesprengt ist, durch Rösten in flüchtige arsenige Säure verwandelt.

2) Arsenkies (harter Giftkies) $\overset{''}{Fe} + Fe\,As$ mit 34,4% Eisen, 46,0% Arsen und 19,6% Schwefel. Kommt auf Gängen und Lagern oder eingesprengt in Gneus, Glimmerschiefer und Serpentin mit Zinnerz, Wolfram, Eisenkies, Flussspath etc., z. B. im böhmischen und sächsischen Erzgebirge, zu Reichenstein in Schlesien u. a. vor.

3) Arsenikalkies (weicher Giftkies) Fe^4As^3 mit 33,2% Eisen und 66,8% Arsen, findet sich unter anderm zu Reichenstein in Schlesien mit 9% Arsenkies auf Lagern und eingewachsen in Serpentin und körnigem

Kalkstein. Zuweilen sind solche Kiese goldhaltig (Reichenstein, Ribas).

4) Manche Kobalt-, Nickel- und Zinnerze, z. B. Kobaltarsenkies (Fe, Co) S^2 + (Fe, Co) As, Speiskobalt (Co, Fe, Ni) As, Tesseralkies $Co^2 As^3$, Kobaltglanz Čo + Co As, Kupfernickel $Ni^2 As$, Weissnickelkies Ni As etc.

Letztere Erze werden nicht absichtlich als Arsenerze gefördert, sondern bei der in einem Rösten bestehenden Vorbereitung zur Gewinnung des Hauptmetalles (Ni, Co, Sn etc.) nebenbei auf arsenige Säure benutzt.

Zweck der Proben.

§. 2. Arsenproben. Diese Proben bezwecken im Allgemeinen, zu ermitteln, wie viel metallisches Arsen oder arsenige Säure oder Arsensulphurid (und letzteres von welcher Qualität) sich aus einem gegebenen Erze oder Zwischenproducte hüttenmännisch gewinnen lässt.

A) Proben auf metallisches Arsen. 10—30 Loth Civilgewicht von der Probesubstanz werden entweder für sich, oder bei Anwesenheit von Schwefelverbindungen mit etwas Potasche, gebranntem Kalk etc., oder bei Anwendung von arseniger Säure mit 16—20% Holzkohlenpulver gemengt und in einer Retorte oder einer Thonröhre 1—1½ Stunden allmählig bis zur Rothgluth erhitzt. Das sublimirte Arsen lässt man sich grösstentheils auf ein in die Mündung des Halses eingestecktes und zusammengerolltes dünnes Eisenblech absetzen, ein Theil Arsen sammelt sich in der aus einer Kupfertute bestehenden, mit dem Retortenhals bis auf eine kleine Oeffnung gut lutirten Vorlage. Alles sublimirte Arsen wird gesammelt und gewogen. Bei gut gerathener Probe stimmen Probe und Gegenprobe, und das Arsen zeigt bei metallischem Glanze ein krystallinisches Gefüge.

B) Proben auf arsenige Säure. Es kommt dem Hüttenmanne weniger vor, einen Rohstoff auf die daraus darstellbare Menge arseniger Säure zu prüfen, als zu ermitteln, wie viel reine arsenige Säure eine unreine arsenige Säure enthält. Sind andere sublimirbare Substanzen in derselben nicht enthalten, so lässt sich die reine arsenige Säure durch Sublimation in einer Retorte abschei-

den. Andernfalls muss man zum nassen Wege seine Zuflucht nehmen, die arsenige Säure mit kochendem Wasser ausziehen und durch Wägen des Rückstandes erstere aus dem Verluste ermitteln.

Methoden zur Bestimmung der arsenigen Säure mittelst titrirter Flüssigkeiten sind von *Pasteur* [1]) und *Kotschubey* [2]) angegeben.

C) Proben auf Arsensulphuride. Diese haben den Zweck

1) zu ermitteln, welche Menge Sulphurid sich aus einem Erze (natürliches Realgar und Rauschgelb) oder Erzgemenge (Arsenkies etc. mit Schwefelkies) oder aus einem künstlichen Gemenge (Arsen und Schwefel, arsenige Säure und Schwefel etc.) durch Sublimation darstellen lässt und welche Beschaffenheit das resultirende Product hat; oder

2) durch Sublimationsversuche auszuprobiren, welche Zuschläge und in welcher Quantität man dieselben zu einer vorliegenden arsenhaltigen Substanz geben muss, um ein Product von bestimmter Farbe zu erhalten. Stöchiometrische Rechnungen können dabei sehr förderlich sein.

Verschie Method

§. 3. Gewinnungsmethoden des Arsens und seiner technisch wichtigen Verbindungen. Die Arsenhütten liefern als technisch anwendbare Producte: metallisches Arsen (Fliegenstein), arsenige Säure (Arsenglas, weissen Arsenik) und Arsensulphuride (farbige Arsengläser, Realgar und Rauschgelb), von denen die arsenige Säure den Hauptfabrikationszweig bildet.

Mänge derselb

Die Darstellung dieser Producte sowohl, als auch die mit derselben verbundenen Mängel und practischen Schwierigkeiten beruhen auf der grossen Flüchtigkeit des Arsens und seiner Verbindungen mit Sauerstoff und Schwefel. Metallisches Arsen verflüchtigt sich bei 180° C., arsenige Säure bei 185° C. und die Arsensulphuride bei

1) *Schwarz*, Maasanalysen, 1853. p. 68.
2) Ibid. pag. 121.

Rothglühhitze. Hinsichtlich ihrer Schmelzbarkeit ist zu merken, dass Realgar leichtflüssiger ist als Rauschgelb und letzteres wieder leichflüssiger als die arsenige Säure. Das metallische Arsen geht bei dem Erhitzen aus dem festen Aggregatzustand sofort in den gasförmigen über.

Erstes Kapitel.

Darstellung von metallischem Arsen.

tropische ficationen Arsens.

§. 4. Allgemeines. Das metallische Arsen kommt nach *Berzelius* [1]) in zwei allotropischen Modificationen vor. Die eine, Asα, erzeugt sich, wenn Arsen stark erhitzt oder in einem Gefässe sublimirt wird, dessen zur Ablagerung des Sublimates bestimmte Theile nahe dieselbe Temperatur haben, bei welcher festes Arsen gasförmig wird. Solches in einer Atmosphäre von Arsengas abgesetztes Arsen ist fast weiss, stark metallisch glänzend, schuppig krystallinisch, oxydirt sich an der Luft wenig, selbst nicht bei einer Temperatur über 80° C., und ist unter dem Namen Fliegenstein Handelswaare. Man erzielt dessen Darstellung dadurch, dass man keine zu grossen Vorlagen wählt und eine zu starke Abkühlung derselben vermeidet.

Die andere Modification Asβ entsteht, wenn Arsen in Gasform mit einem andern erhitzten Gase (welches z. B. bei der Reduction der arsenigen Säure mittelst Kohlenpulver aus Kohlensäure und Kohlenoxydgas bestehen kann) sich entwickelt und auf die weniger stark erhitzten Theile des Sublimirapparates absetzt. Dasselbe ist ein dunkelgraues, krystallinisches Pulver, welches sich an der Luft, namentlich bei erhöhter Temperatur, leicht oxydirt. Dieses Product (graues Arsenik) wird meistens auf den Arsenhütten selbst weiter benutzt, z. B. zur Darstellung der farbigen Arsengläser, und ist dessen Aggregatzustand dazu mehr geeignet, als der der Modification Asα.

---

[1]) *Pogg.*, LXI, 7.

Materiali für die Ar bereitun

Zur Darstellung des Arsenmetalles, dessen Absatz auf den Hütten gewöhnlich nur unbeträchtlich ist, bedient man sich

1) des Arsenkieses $\overset{\prime\prime}{Fe} + Fe As$ und des Arsenikalkieses $Fe^4 As^3$, welche bei erhöhter Temperatur unter Luftabschluss ihren Arsengehalt entweder ganz oder theilweise fahren lassen. Durch einen Zuschlag von Potasche oder gebranntem Kalk bindet man einen Schwefelgehalt (Verfahren in Reichenstein, Spanien). Arsenkies für sich bei Luftabschluss erhitzt, giebt anfangs ein rothes Sublimat von Schwefelarsen, lässt dann aber seinen ganzen Arsengehalt fahren.

2) der arsenigen Säure, indem man dieselbe mit Kohle bei Luftabschluss erhitzt (Altenberg).

Kiese gestatten zwar nur eine beschränkte Production und sind kostspieliger zu verarbeiten, als arsenige Säure, geben aber ein Product von grosser Schönheit und Reinheit (Asα). Kommt es auf letztere Eigenschaften nicht an, namentlich nicht auf einen Gehalt des Productes an arseniger Säure, so ist die Verarbeitung der arsenigen Säure vorzuziehen, von welcher ein mürbes schwarzgraues Sublimat (Asβ) erfolgt, in welchem eine innige Beimengung von arseniger Säure nicht zu verkennen ist.

Sublimiröf

Zur Darstellung des metallischen Arsens sind Galeerenöfen in Anwendung, über deren Feuerung die Sublimirgefässe (Röhren, Retorten, Giftkrüge) reihenweise über einander liegen. Einen wesentlichen Einfluss auf das Ausbringen üben die Retorten, welche dem Einflusse des Feuers und dem Erzgewichte zu widerstehen haben und dicht genug sein müssen, um keine Arsendämpfe durch die Poren entweichen zu lassen. Es empfehlen sich zu ihrer Herstellung im Allgemeinen 2 Theile Chamotte (alte gemahlene Ziegel- und Retortenstücke) und 1 Theil frischer Thon; auch wirkt ein Beschlag aus Lehm, Blut, Kälberhaaren, Eisenhammerschlag und Alaun günstig.

Nachdem die Röhren mit Kies etc. gefüllt sind, wird ein zusammengerolltes Schwarzblechtäfelchen zur Auf-

nahme des Arsens in die Mündung derselben gesteckt und die Vorlage anlutirt.

Die Feuerung leitet man durch Züge im Gewölbe. Nach beendigter Operation, deren Dauer nur nach dem von der Erfahrung bestimmten Zeitmaasse ermessen werden kann, lässt man den Ofen erkalten, nimmt die Vorlagen weg und rollt die Fliegensteinbleche behutsam auseinander, um die Arsenlamellen nicht zu beschädigen.

Bei zu weiten und zu kurzen Röhren erzeugt sich viel graues Arsenik, indem im ersteren Falle viel atmosphärische Luft vorhanden ist und im andern Falle der Arsendampf zwischen der Blechspirale hindurch in die mit Luft gefüllte Vorlage tritt und sich hier theilweise oxydirt. Bei zu kühl gehaltenen Röhren erfolgt ebenfalls pulverförmiges Arsen.

§. 5. Beispiele für die Arsengewinnung.

Reichenstein.

A. Zu Reichenstein in Schlesien[1]) verarbeitet man im Serpentin vorkommenden Arsenikalkies (I), welcher auch Arsenkies (II) enthält, von der folgenden Zusammensetzung:

	Fe	As	S	Bergart	Summe
I	31,51	65,61	1,09	1,04	99,25
II	33,08	45,92	19,26	1,97	100,23.

Die Grube liefert 3 Sorten Erz, Stufferz mit 45%, Pocherz mit 20% und Grubenklein mit 24% arseniger Säure. Jede dieser Sorten wird gepocht und verwaschen, und die dabei erfolgenden zusammengemengten Schliege enthalten durchschnittlich 30% arsenige Säure.

Das Erhitzen der Schliege geschieht in einem Galeerenofen in Röhren von 26—28 Zoll Länge und 5 Zoll Durchmesser, welche mit auf Stützen ruhenden thonlutirten Vorlagen versehen sind. Zwischen Vorlage und Röhre befindet sich ein zusammengerolltes Eisenblech, welches in beide 4 Zoll hineinragt. Zum Abziehen des Rauches und der Flamme finden sich Oeffnungen im Gewölbe des Ofens. Das erste Anfeuern mit Steinkohlen geschieht

---

[1]) *Karst.*, Met. IV, 582, 584. — *Ville* in Ann. d. min. 4. sér., XI. 1 livr. de 1847. p. 77.

ohne Vorlagen, welche erst angebracht werden, wenn sich Arsendämpfe entwickeln. Man bringt an 50% Fliegenstein und 25% graues Arsenpulver aus.

B. Zu Ribas in der spanischen Provinz Catalonien[1]) wird derber Arsenkies mit beigemengtem grauen Quarze in Quantitäten von 8—9½ Cntr. sächs. in die 22 Röhren von 27 Zoll Länge und 7 Zoll Durchmesser des Galeerenofens (Taf. I, Fig. 1, 2) vertheilt und bei einem Brennmaterialaufwand von 200 Stück Torf und 2—2½ Scheffel Steinkohlen 9 Stunden lang erhitzt, wobei 2 Centner Metall erfolgen.

Ribas.

C. Zu Altenberg[2]) in Sachsen setzt man ein Gemenge von 1 Ctnr. arseniger Säure mit 0,2 Hectoliter Holzkohlenpulver einer Reduction und Sublimation in eisernen Töpfen aus. Auf 1 Ctr. arsenige Säure gehen 3,2 Hectoliter grobe und 1,32 Hectoliter kleine Steinkohlen.

Altenberg.

Zweites Kapitel.

Darstellung von arseniger Säure (weissem Arsenglas).

§. 6. Allgemeines. Die Gewinnung der arsenigen Säure ($\ddot{A}s$ = 75,81 As und 14,19 O) geschieht gewöhnlich nebenher bei der Röstung arsenhaltiger Silber-, Zinn-, Kupfer-, Kobalt- und Nickelerze (Sachsen, Andreasberg), seltener werden dazu Arsenkiese oder Arsenikalkiese (Reichenstein) verwandt.

Material.

Es kommen dabei folgende Hauptoperationen vor:

Manipulationen.

1) Die Darstellung von Giftmehl (pulverförmiger arseniger Säure) durch Rösten der arsenhaltigen Substanz. Auf die Qualität desselben ist die Construction der Röstöfen von besonderem Einflusse. Die Röstöfen gewöhnlicher Art, in welchen die Flamme des Brennmaterials mit dem Röstgut in Berührung kommt, liefern ein

Darstellung von Giftmehl.

Röstöfen.

[1]) *Lampadius* in B. u. h. Ztg. 1853. p. 764.
[2]) *Dumas*, angew. Chemie. IV. 110. 1835.

mit kohligen Theilen verunreinigtes Product, bei dessen nachherigem Umsublimiren leicht eine Reduction der arsenigen Säure und dadurch eine Verunreinigung des Arsenglases durch metallisches Arsen eintritt. Man wählt deshalb gewöhnlich eine solche Ofenconstruction, bei welcher die Flamme des Brennmaterials nicht mit dem Röstgut in Contact tritt, sodann einen muffelartigen Raum umspielt, in welchem das Röstgut durch die strahlende Wärme der Muffel erhitzt wird (Altenberg, Reichenstein, Andreasberg). Derartige Oefen erfordern jedoch mehr Brennmaterial, als solche mit gewöhnlicher Flammenfeuerung, weshalb man sich neuerdings den letzteren Apparaten wieder zugewandt, aber dabei darauf Bedacht genommen hat, dass ein wenig Rauch gebendes und gehörig zerkleintes Brennmaterial zur Anwendung kommt und durch zweckmässige Vorrichtungen eine vollständige Verbrennung des Rauches erfolgt, oder man hat den Oefen eine, in Betreff der Reinlichkeit nichts zu wünschen übrig lassende Gasfeuerung gegeben [1] (Ribas). Bei Herstellung der Oefen muss noch besonders darauf Bedacht genommen werden, dass die Arbeiter vom Arsenikrauche nicht belästigt werden. Nach *Stöckhardt* [2] wirken die in der Luft vertheilten arsenikalischen Dämpfe, falls nicht gleichzeitig Blei- oder schwefligsaure Dämpfe im Spiele sind, ungleich milder auf den thierischen und vegetabilischen Organismus ein, als weisser Arsenik in Substanz oder als Staub oder Auflösung.

Chargiren. Beim Chargiren schliesst man die mit den Giftkammern communicirende Oeffnung, um eine Verunreinigung der arsenigen Säure durch Staub zu vermeiden. Während des Röstens muss das Röstgut öfters, aber vorsichtig umgekrahlt werden. Enthält dasselbe Schwefelverbindungen, so gehen dieselben bei Anwendung einer zu hohen Rösttemperatur mit über und geben beim Raffiniren des Arsenmehles leicht ein gelbes oder schwarzes Glas.

---

[1]) *Lampadius* in B. u. h. Ztg. 1853. p. 767.

[2]) Bgwfd. XIII, 619. B. u. h. Ztg. 1850. p. 344. Ueber die Wirkung der Metalle, und besonders des Arseniks auf die Pflanzen, siehe: *Pogg.* XIV, 499, 506; XX, 488. *Erdm.*, J. f. pr. Ch. XIV. 122.

Die Zeit der Röstung richtet sich hauptsächlich nach der Reichhaltigkeit, der Korngrösse und der Aufschliessbarkeit des Erzes.

Giftfän Von Einfluss auf das Ausbringen an Giftmehl ist die Construction der mit den Röstöfen in Verbindung stehenden Condensationsräume (Giftfänge) für das Giftmehl. Gewöhnlich wendet man Giftthürme mit mehreren über einander liegenden Kammern an. Diesen sind nach *Lampadius* [1]) langgezogene Condensatoren vorzuziehen, indem in denselben eine vollständigere Abkühlung stattfinden soll, als in Thürmen, in welchen der Rauch gleiche Längen zu durchlaufen hat. Die äussern Kammern erhitzen in diesen die mittleren, die untern die oberen und wegen der Höhe der Thürme wird der Luftzug vermehrt, was ein Fortführen von Rauchtheilen zur Folge hat; auch lassen sich die Giftthürme schwieriger ausräumen. Lokalverhältnisse müssen gewöhnlich über die Wahl der Condensatoren entscheiden. *Lampadius* empfiehlt als am wirksamsten horizontale Giftfänge mit Wassercondensation. *Karsten* [2]) redet den Giftthürmen das Wort.

Röstprod Als Producte des Röstens erhält man:

a) Giftmehl, ein mehr oder weniger graues Pulver, welches nur selten Handelswaare ist und meist raffinirt wird. Das Mehl aus den untern Kammern ist schwerer als aus den oberen.

b) Rückstände, Arsenikbrände, Arsenikabbrände, welche neben den feuerbeständigen Bestandtheilen des Erzes auch arsensaure Salze enthalten. Dieselben werden entweder weggeworfen (Altenberg) oder auf Gold (Reichenstein, Ribas) oder Silber (Andreasberg) weiter verarbeitet.

Darstell von Arse 2) Das Raffiniren des Giftmehls behuf Darstellung von Arsenglas. Diese Operation besteht in einem mehrmaligen Umsublimiren des Giftmehls, um dasselbe von den ihm mechanisch beigemengten feuerbeständigen oder fein bei-

---

[1]) B. u. h. Ztg. 1853. p. 770.

[2]) *Karst.*, Met. IV. 589.

gemengten Theilen von Brennmaterial zu befreien (das Gröbmachen) und dasselbe darauf in eine glasartige Masse (weisses Arsengas) zu verwandeln, in welcher Form dasselbe meistens im Handel verlangt wird (das Glasmachen).

Gröbmachen.

a) Das Gröbmachen. Es kommt dabei besonders darauf an, durch ein möglichst gelindes und gleichförmiges Erhitzen des Giftmehls in gusseisernen Kesseln (Giftschüsseln) des Raffinir- oder Weissofens mit aufgesetzten Cylindern von Gusseisen, Eisenblech oder Zink (Trommeln, Hüten) die arsenige Säure zu sublimiren, die feuerbeständigen Unreinigkeiten aber auf dem Kesselboden zurückzuhalten. Bei zu hoher Temperatur tritt ein Zusammensintern der Masse im Kessel ein, in Folge dessen ein nicht unbedeutender Theil der arsenigen Säure durch Kuchenbildung zurückgehalten wird und auch eine Sublimation der fremden Stoffe eintreten kann, wodurch dem Zwecke der ganzen Operation entgegengewirkt wird. Von dem schweren Mehl der unteren Giftkammern giebt man geringere Einsätze, als von dem leichteren der obern. Bei gut geleitetem Prozess setzt sich die arsenige Säure als ein gleichförmig lockeres, zartes Sublimat in den Trommeln ab, ein Theil entweicht uncondensirt und muss in Flugstaubkammern aufgefangen werden. Auf einigen Hütten (z. B. Altenberg, Reichenstein, Andreasberg) erfolgt jedoch die arsenige Säure schon als Glas (Rohglas).

Zur möglichsten Vermeidung von Verlusten müssen die Trommeln mit den eisernen Kesseln gut verkittet werden. Die Operation ist beendigt, wenn man mit einer Visirnadel auf dem Kesselboden nur Erzstaub fühlt oder dieselbe beim Einbringen in den Hut nicht mehr weiss beschlägt.

Den Rückstand giebt man wieder zum Erzrösten, die Gröbe oder das Rohgas wird durch nochmaliges Sublimiren in raffinirtes Arsenglas verwandelt.

Glasmachen.

b) Das Glasmachen. Diese Operation bezweckt die Sublimation der Gröbe oder des Rohglases in dem erwähnten Weissofen bei höherer Temperatur, wobei sich

die arsenige Säure als glasartige Masse in den Hüten absetzt. In flachen oder offenen Gefässen erhitzt, entweicht die arsenige Säure und sublimirt sich in krystallinischen Nadeln (Arsensublimat), in den gewöhnlich angewandten tiefen Gefässen mit Aufsätzen dagegen, an deren bis zu einem gewissen Grad erwärmten Wänden sich die Dämpfe ohne plötzliche Verdichtungen ansetzen können, schmelzen sie zu einem weissen Glase. Bei dieser Einrichtung des Apparates wird der mechanische Druck verstärkt, so dass die arsenige Säure vor der Verflüchtigung stärker erhitzt werden kann. Je grösser dieser Druck ist, durch welchen die Dämpfe der arsenigen Säure zurückgehalten werden, desto mehr und desto besseres Glas gewinnt man, wenn die Cylinder gleichzeitig nicht zu kalt gehalten werden.

Zuweilen hat das Glas eine dunkle Farbe angenommen, für deren Entstehung man nicht immer eine genügende Erklärung findet. Man glaubt, dass durch Eindringen von reducirenden Gasarten in den Raffinirapparat sich arsenige Säure reducire und das entstandene metallische Arsen die genannte Färbung hervorbringe. Durch Umschmelzen wird ein solches Glas krystallhell. Ein Schwefelgehalt ertheilt demselben einen gelblichen Farbenton.

Nach Beendigung der Sublimation und nach dem Erkalten des Apparates werden die Hüte abgenommen und das Glas daraus ausgeschlagen oder ausgebrochen. Gusseiserne Hüte lassen sich wegen ihrer Schwere nur schwierig handhaben, das Glas legt sich ziemlich fest an dieselben an, sowie auch an Eisenblechhüte und erhält an den Berührungsstellen eine schwarze Schwarte. Zink genügt den Anforderungen besser.

Producte.

Als Producte dieser Operation erhält man:

α) weisses Arsenglas, von dessen Eigenschaften in Bd. I, p. 230 ausführlicher die Rede war.

β) Arsensublimat in den Condensationskammern, welches theils in den Handel, theils in das nächste Glasmachen übergeht.

γ) Kesselrückstand, wird entweder abgesetzt oder in die Röstung gegeben.

§ 7. Beispiele für die Gewinnung von Arsenglas.

Andreasberg. A) Zu St. Andreasberg[1] im Oberharz wird seit 1838 silberhaltiges gediegenes Arsen (Scherbenkobalt) behuf der Silbergewinnung geröstet und dabei arsenige Säure als Nebenproduct gewonnen. Im Schliegzustande enthält das Röstgut etwa 65 % Arsen, 4½ % Blei und 1 Mark Silber im Centner, ausserdem Kalkspath etc.

Man setzt Posten von 4—6 Ctr. Schlieg durch die verschliessbare Oeffnung a des Ofengewölbes (Bd. I, Taf. V, Fig. 82 und Bd. III, Taf. I, Fig. 3—6) auf den 10¾ Fuss langen, 7 Fuss breiten, aus 2 Barnsteinlagen bestehenden, nach hinten 7″ ansteigenden Heerd b ein, breitet den Schlieg etwa 3″ hoch aus und rührt, anfangs nicht zu oft, denselben von Zeit zu Zeit um, bis nach 14—22 Stunden bei gegen das Ende verstärkter Feuerung und einem Aufwand von 43 Cbfss. Buchenholz, der Prozess, wenn sich kein Rauch mehr bildet, beendigt ist.

Die erzeugte arsenige Säure tritt durch die mit einem Schieber *l* versehene Oeffnung *i* in der Hinterseite des 2 Fuss hohen Heerdraumes in gemauerte Giftfänge *k* und von da in 14 hölzerne Kammern *w* des Giftthurmes (Bd. III, Taf. I, Fig. 5, 6), von denen sich dreimal 4 Kammern über einander und 2 unter dem Dache befinden.

Ein Anhalten bei der Feuerung giebt das Aussehen des aus dem Schornstein des Giftthurmes entweichenden Rauches, welcher bei gutem Gange eben nur bemerkbar sein darf.

Nach beendigtem Prozess wird die abgeröstete Post behuf des Erkaltens in den Schlitz *d* gezogen und demnächst durch Verschmelzen mit bleiischen Erzen entsilbert. Das Giftmehl (Analyse, Bd I, p. 231) wird nach beendigter Jahresarbeit aus den Giftfängen von Arbeitern ausgeräumt, welche mit doppelter und eng anschliessender

---

[1]) *Kerl*, Oberharzer Hüttenproc. 1852. p. 252.

Kleidung und mit einem feuchten Schwamm vor Nase und Mund versehen sind.

Von 100 Pfund Arsenikschlieg erfolgen bei $3^1/_2$ stündiger Röstzeit mit 9 Cbfss. Brennmaterial etwa 48% weisses Giftmehl (Analyse Bd. I, p. 232) und $51^1/_2$ Pfd. Rückstände mit 2—4 Mark Silber im Centner und mit 12—16% Arsenik.

Das Giftmehl wird in dem Weissofen (Bd. I, Taf. V, Fig. 89; Bd. III, Taf. I, Fig. 7—9) in 4 gusseisernen Kesseln *a* von 2' 4" Tiefe, 1' 10" Durchmesser und 2" Stärke am Boden und mit aufgeschobenen und festgekitteten gusseisernen Trommeln *e* versehen, sublimirt. Die Kessel bestehen aus 2, durch Schrauben verbundenen und mit Eisenkitt lutirten Theilen, so dass, wenn der untere schadhaft wird, der obere wieder benutzt werden kann. Jeder Kessel wird mit etwa $2^1/_2$ Ctr. Giftmehl gefüllt und durch vorsichtiges Feuern so stark erhitzt, dass eine Sublimation der arsenigen Säure stattfinden kann. Bei zu hoher Temperatur bildet sich viel Arsensublimat in den Giftfängen, bei zu niedriger Temperatur erfolgt ein trübes unansehnliches Glas. Wird nach etwa 8—10-stündiger Feuerung eine durch die Oeffnung im Hute *f* eingebrachte eiserne Nadel nicht mehr weiss beschlagen, so ist der Prozess beendigt und andern Tags werden die Trommeln von der arsenigen Säure entleert, welche sich in 1—2" dicken Rinden an deren Wänden angesetzt hat. Ein Kessel hält etwa 50 Sublimationen aus. Der Kesselrückstand mit 40—60% arseniger Säure wird in die Röstung gegeben.

Nach *Bodemann* enthält der Kesselrückstand:
63—67% Antimon und Arsen,
15—18% Sauerstoff, an Arsen und Antimon gebunden,
12—16% Kieselerde, Thonerde, Kalkerde und Eisenoxyd und
Spur—$^1/_4$ Loth Silber im Centner.

Das Arsensublimat kommt theils in den Handel, theils zur Raffination und das Rohglas wird in Quantitäten von $3^1/_2$ Ctr. nochmals sublimirt. Das dabei erfolgende raf-

finirte Arsenikglas[1]) ist Handelswaare. 100 Ctr. Giftmehl geben 89 Ctr. Arsenikglas, 7 Ctr. Kesselrückstand und 4 Ctr. Sublimat und Verlust. Auf 100 Ctr. Arsenikglas gehen 30 Mltr. à 80 Cbfss. Buchen-Scheitholz.

Das Arsenikglas wird in hölzernen Fässern mit festgenagelten hölzernen und am Ende mit eisernen Reifen verpackt; jede Fuge, sowohl innerlich als äusserlich, ist zuvor mit baumwollenem Zeuge sorgfältig verklebt. Mit ganz besonderer Sorgfalt wird das Giftmehl verpackt.

Man producirt jährlich höchstens 400 Ctr. Arsenikglas.

Reichenstein. B) Zu Reichenstein[2]) in Schlesien wird seit 1700 Arsenikalkiesschlieg (pag. 6) in Posten von 8—10 Ctr. in einem Muffelofen abgeröstet, welcher von dem Röstofen zu Andreasberg, wo man die Reichensteiner Arsengewinnung zum Muster genommen, nicht wesentlich verschieden ist. Der muffelartige Raum hat 11′ Länge, 7′ Breite und 2′ 4″ Höhe und wird mittelst Steinkohlen erhitzt. Man giebt anfangs ein starkes Feuer, um den Schlieg in Rothgluth zu versetzen, dann ermässigt man die Hitze und steigert sie gegen das Ende wieder unter öfterer Erneuerung der Oberfläche des Röstgutes. Nach 12 Stunden ist die Operation beendigt, wenn der Schlieg nicht mehr flammt. Auf 1 Ctr. Schlieg gehen 0,07 Ctr. Steinkohlen und man erhält davon 0,4 Ctr. Giftmehl. Der Rückstand enthält noch 3—5% Arsen und ausserdem in 100 Ctr. etwa 8 Loth Gold, welches früher durch Schmelzarbeiten, neuerdings aber nach *Plattners* Methode (Bd. III, §. 102) mittelst Chlors ausgezogen wird.

Das Giftmehl aus den letzten Condensationskammern ist sehr rein und gleich Handelswaare; das aus den früheren Kammern wird in gusseisernen Kesseln von $27^3/_4$″ Tiefe und 19″ Durchmesser in Chargen von $4^1/_2$ Ctr. bei aufgesetztem gusseisernen Hute zweimal umsublimirt. Eine Raffinage dauert 10—12 Stunden. 100 Ctr.

---

[1]) *Wiggers* über den Antimonoxydgehalt der Andreasberger arsenigen Säure. Ann. d. Chemie u. Pharm. Bd. 41. p. 347.

[2]) *Karst.*, Met. IV. 588. — *Ville* in Ann. de min. 4. sér. 1. livr. de 1847. p. 77. *Schubarth*, techn. Chem. 1851. II. 411. *Dumas*, angew. Chem. I. 450; IV. 110.

Giftmehl geben 94,5 Ctr. rohes Arsenikglas und 92,0 Ctr. raffinirtes Arsenglas bei einem Aufwand von 27 Tonnen Steinkohlen.

Die Kessel halten nur 16—20 Tage.

Schlesien producirt jährlich an 3000—4000 Ctr. Arsenhüttenproducte.

C) Zu Ribas[1]) in der spanischen Provinz Catalonien werden für Arsenkiese behuf der Brennmaterialersparung gewöhnliche Röstöfen mit directer Holz- und Steinkohlenfeuerung und auch Cokesgasöfen angewandt, in denen die Flamme mit dem Röstgut in Berührung kommt.

Ribas.

Bei den Ofen mit directer Feuerung (Taf. I, Fig. 10) liegt der Herd *a* auf gemauerten Zungen *b*, zwischen denen die Gluth an den Heerd empor schlägt. Wird mit Steinkohlen gefeuert, so schliesst man den Fuchs *c* durch den Schieber *d* und leitet die Flamme durch den Fuchs *e* in die Esse *f*. Bei Feuerung mit Holz schliesst man den Fuchs *e* durch den Schieber *g* und lässt die Flamme durch *c* über den Heerdraum *h* in die Esse *i* streichen. *k* Rost; *l* Rauchfang zum Abziehen hervortretender Arsendämpfe. *m* Walzen zum Auflegen des Gezähes.

Der Gasofen (Taf. I, Fig. 11) hat eine ähnliche Einrichtung wie die in Freiberg angewandten Oefen. *a* Gasgenerator. *b* Rost. *c* Aschenfall. *d* Canäle zum Eintritt kalter Luft, welche im erhitzten Zustande bei *e* über die Feuerbrücke *f* tritt und die Gase verbrennt. *g* Spähelöcher. *h* Verschliessbare Oeffnung zum Eintragen des Brennmaterials. *i* Esse, während des Chargirens geöffnet, sonst durch einen Schieber *k* geschlossen. *l* Canal zur Ableitung der arsenigen Säure und der verbrannten Gase, während des Chargirens geschlossen. *m* Oeffnung zum Chargiren. *n* Arbeitsthür.

Bei vergleichenden Versuchen hat sich ergeben, dass man in 24 Stunden in einem sächsischen Muffelofen (Taf. I, Fig. 12 u. 13) 20 Ctr. Erz mit 6 Scheffel Steinkohlen à 10 Ngr., im Röstofen mit Holzfeuerung (Taf. I,

[1]) *Lampadius* in B. u. h. Ztg. 1858. p. 767.

Fig. 10) 24 Ctr. Erz mit 3/4 Klafter Holz à 6 3/4 Thlr., und im Gasröstofen 60 Ctr. Erz mit 4 Ctr. Cokes, à 18 Ngr., abrösten konnte, so dass die Kosten für Brennmaterial auf 1 Ctr. Erz betragen resp. 3 Ngr., 6 Ngr. 3 Pf. und 12 Pf.

Man röstet im Gasofen Posten von 15 Ctr. Kies in 6 Stunden ab und erhält bis 50% Mehl. Der Condensator besteht aus einem Giftthurme in Combination mit einem horizontalen Canal und mit Wassercondensation.

Beim Gröbmachen beschickt man 3 Kessel von 2′ Tiefe und 1′ 4″ Durchmesser mit 15 Ctr. Giftmehl und feuert 8 Stunden bei einem Aufwand von 3 Ctr. Holz und 2 Ctr. Steinkohlen. Der Abgang in den Rückständen und durch Verflüchtigungsverluste beträgt etwa 6 1/2 %.

Bei der Raffination der Gröbe erhält man mittelst dreier Kessel von 12 Ctr. in 7 Stunden bei einem Aufwand von 4 Ctr. Holz und 2 Ctr. Steinkohlen gewöhnlich 11 1/2 Ctr. Arsenikglas.

Altenberg.

D) Zu Altenberg[1]) in Sachsen wird arsenige Säure entweder beim Rösten von Zinnerzen (Bd. II, pag. 377) und Kobalterzen als Nebenproduct gewonnen, oder aus zu Schlieg gezogenen Arsenkiesen dargestellt. Nach der Aufbereitung liefert das Stufferz 95%, das Pocherz 33% und das Grubenklein 20% Schlieg. Das Rösten geschieht in Quantitäten von 7 1/2 Ctr. Schlieg auf dem 10′ langen und 6′ breiten Heerd eines Muffelofens (Taf. I, Fig. 12, 13) *a* Muffel. *b* Arbeitsöffnung. *c* Feuerzüge. *d* Oeffnung zum Chargiren. *e* Abzüge für den Rauch. *f* Canäle zur Ableitung der arsenigen Säure, welche aus *f* in 2 Canäle *g* tritt. Diese vereinigen sich in *h*. Der Arsenikdampf geht durch ein Gewölbe in einen Canal über und aus diesem in die Kammern des Giftthurmes.

Die Röstung dauert 12 Stunden bei einem Aufwand von etwa 1 Hectoliter Steinkohlen. Man erhält an roher arseniger Säure ungefähr 45% vom Stufferzschlieg, 40%

---

1) *Dumas*, angew. Chem. IV. 106. 1835. — *Schubarth*, techn. Chem. II. 411. 1851. — *Lampad.*, Hüttenkunde. II. Thl. 3. Bd. p. 236.

vom Pocherzschlieg und 33% vom Grubenklein. Alle 5–6 Wochen räumt man die Giftkammern aus.

Die Raffination des Giftmehles (Analysen, Bd. I, p. 231) geschieht wie gewöhnlich in eisernen Kesseln von 2′ 5″ Höhe und 1′ 10″ Weite bei Einsätzen von 3½ Ctr. Eine Operation dauert 12 Stunden, während welcher Zeit man aus 4 Kesseln von 15 Ctr. Giftmehl 12½ Ctr. Arsenikglas bei einem Aufwande von 4 Hectoliter Steinkohlen erhält. Das unreine Glas wird nochmals raffinirt.

Sachsen producirt jährlich 1700—1900 Ctr. Arsenmehl, 1200—1300 Ctr. Arsenglas, 240—260 Ctr. Fliegenstein und grauen Arsenik und 500—600 Ctr. Realgar und Rauschgelb; Böhmen etwa 600—800 Ctr. Arsenproducte.

Drittes Kapitel.

Darstellung von farbigen Arsengläsern (Realgar und Rauschgelb).

Arten der Arsengläser.

§. 8. **Allgemeines.** Man findet auf Arsenhütten die Fabrikation der Arsenschweflungen, der farbigen Arsengläser, häufig mit der Darstellung des metallischen Arsens und der arsenigen Säure verbunden. Diese Schwefelungen sind: das rothe Arsensulphurid (Realgar, Sandarach, Rubinschwefel, Arsenrubin) und das gelbe Arsensulphurid (Rauschgelb, Auripigment, Operment).

Bei der hüttenmännischen Gewinnung dieser Substanzen beabsichtigt man weniger, constante chemische Verbindungen herzustellen, als die Erzeugung von Producten mit bestimmten Farben, von deren Schönheit und Reinheit der Preis abhängt.

Darstellung von Realgar.

1) **Realgar.** $\ddot{A}s$ = 70,029 As + 29,971 S. Alle Methoden, Realgar darzustellen, laufen darauf hinaus, **metallisches Arsen** mit Schwefel in einem passenden Verhältniss zu vereinigen, sei es unmittelbar durch eine ge-

Material. meinschaftliche gleichzeitige Sublimation geeigneter Erze (Arsenkies und Schwefelkies, wie in Sachsen) oder durch ein Zusammenschmelzen und nachheriges Sublimiren von metallischem Arsen und Schwefel (Andreasberg), oder durch Zusammenschmelzen und Sublimiren von Arsenkies und Schwefel (Reichenstein). Schwefelkies kann nach der stöchiometrischen Rechnung etwa 23% Schwefel beim Erhitzen unter Luftabschluss abgeben ($7\,\ddot{Fe} = \ddot{Fe} + 6\,\dot{Fe} + 6\,S$), die Hüttenanlagen liefern meist nur 15—18%. Arsenkies giebt unter denselben Verhältnissen höchstens 46% Arsen ab ($\ddot{Fe} + FeAs = 2\,\dot{Fe} + As$). Nach dem stöchiometrischen Verhältniss müsste man 130,4 Theile Schwefelkies und 152,1 Theile Arsenkies zusammenbringen, um 100 Theile Realgar zu erzeugen. In der Praxis nimmt man gewöhnlich von beiden gleiche Theile.

Da Arsen und Schwefel für sich allein weniger feuerbeständig sind, als in Verbindung mit einander, so ist die Bereitung des Realgars durch unmittelbares Zusammenschmelzen beider mit einem grösseren Verlust verbunden als durch Sublimation.

Wenn sich auch durch Vereinigung von arseniger Säure mit Schwefel ein verkäufliches, schön rothes Product erzeugen lassen sollte, so würde dieses wegen eines Gehaltes an arseniger Säure zu manchen Zwecken (z. B. zur Reduction des Indigos oder zur Hagelgiesserei) unbrauchbar oder doch weniger geeignet sein, als das mittelst metallischen Arsens dargestellte Product. Auch ist die Gewinnung aus arseniger Säure kostspieliger, indem ein grosser Theil Schwefel auf Kosten des Sauerstoffs der arsenigen Säure sich in schweflige Säure verwandelt und unbenutzt verloren geht.

Bei Darstellung des Realgars pflegt man, um eine schön rothe Farbe zu erhalten, weniger vom stöchiometrischen Verhältniss abzugehen, als beim Rauschgelb. Eine vorherige Anstellung von Beschickungsproben (p. 3) ist erforderlich, ehe man zur Fabrikation im Grossen übergeht.

Sublimiröfen. Durch Sublimation pflegt man ein schöneres Product

zu erhalten, als durch blosses Zusammenschmelzen von Arsen und Schwefel. Die Sublimiröfen (Rothöfen) haben eine ähnliche Einrichtung wie die Oefen zur Gewinnung des Fliegensteins (Sachsen), nur fehlt die Blechspirale und das Sublimat sammelt sich in Vorlagen an. Vortheilhaft giebt man den Röhren ein Ansteigen von Innen nach Aussen (Ribas), weil dabei die Gluth aus den Röhren weniger in die Vorlagen spielt und das gewonnene Product minder verzehrt. Zur Darstellung von metallischem Arsen eignet sich eine geneigte Röhrenlage weniger, weil dabei die zur Zerlegung des Arsenkieses erforderliche Temperatur nicht hervorgebracht werden kann. Eine Oeffnung in den Vorlagen gestattet den entstehenden Wasserdämpfen den Ausgang und die Beobachtung des Prozesses, welcher unterbrochen wird, wenn die Kiese in den Krügen nicht mehr brennen und keine Dämpfe entwickeln.

Eigenschaften des Rohglases.

Das erhaltene Glas (Rohglas) ist gewöhnlich streifig und bedarf noch einer Läuterung, um demselben eine homogene Beschaffenheit zu geben und durch einen grösseren oder geringeren Schwefelzusatz die im Handel verlangten Farbentöne hervorzubringen.

Zur Herstellung dunklerer Sorten bedarf man mehr Schwefel als zu den helleren.[1]) Um dunkle Töne lichter zu machen, bedient man sich eines Zusatzes von metallischem Arsen oder arsenreicherem Sulphurid oder von Rohglas. Nach anderen Erfahrungen macht Schwefel den Ton lichter.

Läuterung des Rohglases.

Das Umschmelzen geschieht entweder in schräg gestellten Cylindern von Schwarzblech oder in gusseisernen Pfannen, und die dabei vorkommenden Manipulationen bestehen in einem Einschmelzen und Durcheinanderarbeiten des geschmolzenen Glases, Abschäumen, Zusetzen von Schwefel, Arsen oder Rohglas, Probenehmen durch Eintauchen eines kalten Rundeisens in die geschmolzene Masse und Prüfung des Farbentones an der erstarrten

---

[1]) *Lampadius* in B. u. h. Zeitg. 1853. p. 776.

Kruste, Dünnflüssigmachen und endlich Ablassen des Products in bedeckbare Formen von Eisenblech.

Eigenschaften des guten Realgars.

Guter Realgar hat eine morgenrothe, ins Hyacinthrothe und Braune übergehende Farbe und pomeranzgelben Strich; ist durchscheinend und leichtflüssiger, als das gelbe Schwefelarsen und verdampft schon unter der Glühhitze (Bd. I, p. 232).

Darstellung von Rauschgelb.

2) Rauschgelb. $\overset{'''}{\overline{As}} = 60{,}903\ As + 39{,}097\ S$. Dieses Product wird meist durch Zusammenschmelzen von arseniger Säure und Schwefel oder durch Sublimiren eines Gemenges aus diesen Stoffen dargestellt. Statt der arsenigen Säure wendet man auch wohl verwitterte Arsenkiese an, welche diese Substanz enthalten. $2\,\overset{\cdots}{\overline{As}} + 9\,S = 2\,\overset{'''}{\overline{As}} + 3\,\ddot{S}$.

Material.

Am gebräuchlichsten ist die Methode, pulverisirte arsenige Säure und Schwefel in dem für die Raffination des Arsenmehls angegebenen Apparate (Taf. I, Fig. 7—9) zusammenzuschmelzen und dann zu sublimiren. Nachdem man durch vorherige Proben im Kleinen, durch wechselnde Anwendung der Ingredienzen die gewünschte Farbennüance erhalten hat, beschickt man im Grossen, wobei zu berücksichtigen ist, dass die Schönheit der Farbe abnimmt, wenn man ein Zusammenschmelzen nach dem stöchiometrischen Verhältniss (100 arsenige Säure und 73 Schwefel) versucht. Das Product erhält schon eine schön gelbe Farbe bei einem weit geringeren Schwefelzusatz, bei $^1/_3$—$^1/_5$. Gewöhnlich wendet man auf 100 Theile arsenige Säure 14,3 Theile Schwefel an. *Lampadius* [1]) erhielt bei Anwendung von 2 bis 20% Schwefel Nüancen von geringer Abweichung bei dem verschiedensten, durch Bildung von schwefliger Säure veranlassten Gewichtsverluste und kam dadurch auf die Ansicht, dass eine geringe Menge Schwefelarsen, in der arsenigen Säure aufgelöst oder chemisch damit verbunden, dieser die gelbe Färbung ertheile. Versuche, 1—4% Realgar mit arseniger Säure zu verbinden, bestätigten diese Ansicht,

---

[1]) B. u. h. Ztg. 1853. p. 778.

indem sie die schönsten orange- und citrongelben Gläser gaben.

Sublimirverfahren. Bei dem gewöhnlichen Verfahren erhitzt man das Gemenge von arseniger Säure vorsichtig und bei allmählig steigender Temperatur in dem eisernen Kessel so weit (bis zur Rothgluth), dass die Dämpfe an den Hüten zu einer glasartigen Masse zusammenschmelzen. Bei zu schwachem Feuer resultirt viel staubiges Rauschgelb, bei zu hoher Temperatur entweichen viel Dämpfe uncondensirt. Man unterbricht das Feuern, wenn sich an ein in den Hut eingebrachtes blankes Eisen nicht merklich viel Dämpfe anlegen, und nimmt nach dem Erkalten des Apparates das Glas aus dem Hute, welches sich gewöhnlich in 3 Lagen als gutes Gelb, streifiges Gelb und gelbes Pulver abgesetzt hat.

Beschaffenheit des Glases. Das gute Gelb ist Handelswaare, hat eine citronen- bis pomeranzengelbe Farbe und ist stets ein Gemenge von arseniger Säure und Schwefelarsen.

Das streifige Gelb enthält durch Umschmelzen ein homogenes Ansehen und das gelbe Pulver wird beim nächsten Sublimiren wieder mit zugesetzt. Der Siedepunkt des reinen Äs liegt nach *Mitscherlich* über 700° C.

§. 9. Beispiele für die Gewinnung von Realgar.

Sachsen. A. Auf den sächsischen Arsenhütten [1]) werden gleiche Theile Schwefelkies und Arsenkies, — welche Verhältnisse jedoch nach der Beschaffenheit des Arsenkieses variiren können, — in erbsen- bis bohnengrossen Stücken in Thonröhren *a* (Taf. I, Fig. 14—16) eingethan, so dass diese zu $^2/_3$ damit angefüllt sind. Die Thonröhren, deren 2 Reihen über einander liegen und deren im Ofen befindlicher Theil mit Lehm überzogen ist, sind mit cylindrischen Vorlagen *b* versehen, welche auf ihrer Oberfläche eine $^1/_8$ Quadratzoll grosse Oeffnung zum Entweichen der Wasserdämpfe etc. haben und mit Lehm an die Retorten lutirt sind. Man steigert die Feuerung mit Torf allmählig bis zum Rothglühen der Röhren, ohne die Vorlagen besonders abzukühlen. Nach 10—12-

[1]) *Lampad.* II. Thl. 3. Bd. p. 237. 1809.

ständiger Feuerung lässt man den Ofen allmählig erkalten, nimmt die Vorlagen ab und und schafft das sublimirte Schwefelarsen heraus, um dasselbe behuf der Läuterung in schräg gestellten Cylindern von Schwarzblech (Taf. I, Fig. 17) oder in gusseisernen Pfannen (Taf. I, Fig. 18, 19) umzuschmelzen.

Dieses geschieht rasch bei bis zur Rothgluth steigender Hitze, wobei die Flamme den Rand des Gefässes nicht erreichen darf, weil sich sonst das Schwefelarsen entzünden könnte. Nach dem Einschmelzen zieht man die Unreinigkeiten ab und nimmt von Zeit zu Zeit mit einem Rundeisen Proben, um die Nüance der Farbe zu beurtheilen. Nach Erforderniss setzt man bei stetem Umrühren mit einem eisernen Stabe Schwefel oder Arsen oder sogenanntes mageres Schwefelarsen mit vorwaltendem Arsengehalte zu. Man zieht den Schwefelzusatz dem Zusatze von magerem Schwefelarsen vor, weshalb man schon beim Sublimiren lieber ein festes dunkleres, noch Schwefel bedürftiges Product zu erzielen sucht, als ein pulveriges leicht zerreibliches hellrothes Sublimat, welches noch Arsen erfordert. Die Sublimation wurde um so besser geleitet, je mehr man von ersterem erhält.

Fliesst das Glas dünn vom Eisenstabe ab und ist bei gehöriger Farbe nach dem Erkalten dicht, so zieht man die Unreinigkeiten mehrmals ab, lässt die flüssige Masse in Formen von Eisenblech fliessen und sie bei aufgesetztem Deckel erstarren, worauf man die Barren in Stücke zerschlägt und diese in den Handel bringt.

Ribas. B. Zu Ribas [1]) in der spanischen Provinz Catalonien werden 8 Ctr. Beschickung, halb Arsen- und halb Schwefelkies, in die Thonkrüge *a* des Rothofens (Taf. II, Fig. 20) vertheilt, welche von innen nach aussen ein Ansteigen haben. Bei 6—7 stündiger Feuerung und einem Aufwand von 2 Ctr. Holz und 3 Ctr. Steinkohlen erhält man $1\frac{1}{2}$ Ctr. Glas, welches in Pfannen von 2′ 6″ unterer Länge, 3′ oberer Länge, 1′ unterer Breite, 1′ 3″ oberer Breite und 2′ 3″ Höhe umgeschmolzen wird. Ein Einsatz

[1]) B. u. h. Ztg. 1853. p. 774.

von 4 Ctr. rohem Glas ist nach 2 Stunden abgeläutert. Zu den dunkleren Sorten bedarf man 40—50 Pfund, zu den lichteren etwa 30 Pfund Schwefel auf obigen Satz.

Man lässt den Realgar durch einen 1″ über den Boden angebrachten, mit einem Spund verschliessbaren Schlauch in konische Blechgefässe (Läutertöpfe) ab und bedeckt dieselben. Auf 1 Pfanne gehen 100 Stück Torf.

Andreasb

C. Zu Andreasberg[1] angestellte Versuche aus der dort gewonnenen arsenigen Säure (pag. 12) und aus Schwefel Realgar darzustellen, fielen nicht befriedigend aus, indem derselbe weder der Farbe, noch der Zusammensetzung nach dem Realgar des Handels entsprach. Durch Zusammenschmelzen desselben mit metallischem Arsen wurde die Farbe schöner.

Mehrere Versuche Realgar aus dem daselbst einbrechenden gediegenen Arsen (pag. 1) durch Zusammenschmelzen mit Schwefel zu erzeugen, gaben stets ein mehr oder weniger schönes Product und lehrten, dass man zur Erzeugung eines guten Glases

1) das Arsen fein pulvern muss, damit dasselbe sich schnell mit dem Schwefel, der in gröberer Form angewandt werden darf, verbinde;

2) den umgeschmolzenen Realgar in kalten Formen schnell abkühlen muss, damit er nicht streifig werde; und

3) den Realgar, namentlich im gepulverten Zustande, gegen das Licht schützen muss, welches seiner Farbe einen Stich ins Violette ertheilt.

Wegen des meist nicht unbedeutenden Silbergehalts des Andreasberger Scherbenkobalts, welcher ersterer zu etwa $^2/_3$ mit sublimirt und verloren geht, konnte jedoch diese Methode keine vortheilhafte Anwendung finden. Da nun erfahrungmässig beim Rösten des Scherbenkobalts beinahe alles Silber im Rückstande bleibt und daraus gewonnen werden kann (pag. 12), so versuchte man, die durch Rösten gebildete arsenige Säure mittelst Kohle zu reduciren und aus dem dabei resultirenden metallischen Arsen durch Vereinigen mit Schwefel Realgar darzu-

---

[1]) *Kerl*, Oberharz. Hüttenpr. 1852. p. 258.

stellen. Dies gelang zwar völlig, allein bei den billigen Preisen der Arsenikalien rentirte dieser Fabrikationszweig nicht.

benstein. D. Zu Reichenstein [1]) werden 10 Pfund Arsenikkiesschlieg mit 3 Pfd. Schwefel 12 Stunden lang in irdenen Retorten erhitzt, wobei mit 1,75 Hectoliter Steinkohlen für einen Ofen mit 11 Röhren aus jeder Röhre 4—5 Pfund Realgar gewonnen werden. Dieser wird nochmals raffinirt.

---

[1]) *Dumas*, angew. Chem. IV. 111. 1835.

IX. Antimon.

§. 10. **Antimonerze.** Das Antimon kommt im Steinreiche unter den verschiedensten Verhältnissen vor, gediegen, mit Metallen und Nichtmetallen verbunden, in Schwefelsalzen und in Oxysulphureten. Die hüttenmännische Darstellung desselben geschieht allein aus dem Grauspiessglanzerz, $\dddot{\text{Sb}}$ mit 72,8 Sb, welches im älteren Gebirge sich findet und hauptsächlich in Frankreich, Deutschland (z. B. Arnsberg[1]), Wittichen und Wolfach in Baden, Wolfsberg am Harze etc.) und in Ungarn verhüttet wird.

Antimonerz

Das Grauspiessglanzerz kommt gewöhnlich mit sehr strengflüssigen Gangarten und erdigen Mineralien (Gneis, Quarz, Thonschiefer, Talkschiefer, Kalk, Porphyr etc.) vor.

Sowohl das durch Saigerung von der beigemengten Bergart befreite Schwefelantimon (*Antimonium crudum*), als auch das metallische Antimon (*Regulus Antimonii*) ist Handelswaare.

Die Production an diesen Substanzen hat sich sehr verringert, seitdem man antimonhaltiges Blei (Hartblei) als Nebenproduct auf den Bleihütten für den Handel darstellt.

§. 11. **Antimonproben.**[2]) Diese Proben erstrecken sich auf die Bestimmung des Gehaltes des Grauspiessglanzerzes an Schwefelantimon und Antimon.

Zweck.

---

[1]) *Karst.*, Arch. 1. R. VIII, 272.

[2]) *Bodem.*, Probirk. 1845. p. 234.

1. Probe auf Schwefelantimon. Um das schon bei mässiger Rothgluth schmelzende Schwefelantimon von der beigemengten strengflüssigeren Bergart durch Saigern zu trennen, thut man dasselbe in Mengen bis zu 100 Loth Civilgewicht in haselnuss- bis wallnussgrossen Stücken in einen Thontiegel, der im Boden mit einem Loche versehen, in einen Tiegel eingesetzt und damit gut lutirt ist. Umgiebt man dann in einem Feuerraum den untern Tiegel zur Kühlhaltung mit Asche oder Sand und erhitzt den obern bedeckten Tiegel mit allmählig in Gluth kommenden Holzkohlen, so schmilzt das Schwefelantimon aus und fliesst in den untern Tiegel. Bei zu hoher Temperatur und nicht gehöriger Abkühlung des Untersatzes verflüchtigt sich Schwefelantimon.

Bei Gangarten, welche durch Säuren nicht angegriffen werden, kann man aus einer gewogenen Menge Erz das Schwefelantimon durch Salzsäure weglösen, den Rückstand wägen und durch die Differenz den Gehalt an Schwefelantimon finden.

2) Probe auf Antimon. Die Proben auf metallisches Antimon sind wegen der Flüchtigkeit dieses Metalles und der Neigung seiner Schwefelung, beim Rösten leicht zu schmelzen, im Allgemeinen unsicher. Es lassen sich die folgenden beiden Methoden anwenden:

a) 1 Probircentner Erz wird ganz besonders vorsichtig abgeröstet und das Röstgut mit dem 1—3fachen schwarzen Fluss und bis 25% Borax bei einer Kochsalzdecke in mässiger Hitze geschmolzen. Man bringt dabei aus Schwefelantimon nicht mehr als 64—54% Antimon aus.

b) 1 Probircentner Erz wird nach Art einer Bleiprobe (Bd. II. p. 4) mit Eisenfeile (etwa 42 Theilen gegen 100 Theile Schwefelantimon), dem 3fachen schwarzen Fluss und bis 25% Borax bei starker Kochsalzdecke geschmolzen. Man bringt aus 100 Schwefelantimon 66—68 Antimon aus.

Zweck. §. 12. Antimongewinnungsmethoden.

Die auf den Hüttenwerken ausgeführten Antimongewinnungsmethoden pflegen hauptsächlich die Abscheidung des Schwefelantimons (*Antimonium crudum*) von der

Bergart, weniger die Darstellung des metallischen Antimons (*Regulus antimonii*) zu bezwecken, welches letztere mehr in chemischen Fabriken und Laboratorien aus dem *Antimonium crudum* dargestellt wird. Die Aufbereitungsarbeiten, denen die Erze gewöhnlich nur unterworfen werden, bestehen im Reinscheiden oder in einer Handscheidung.

Theorie.

1) Gewinnung des *Antimonium crudum*. Diese beruht, wie bereits angeführt, auf einem Absaigern des reinen, schon bei mässiger Rothgluth schmelzenden Schwefelantimons von den beibrechenden strengflüssigen Gangarten. Zwar vertritt die Saigerung die Stelle der weitern Aufbereitung; da sie aber eine ziemlich kostbare, mit einem bedeutenden Metallverlust verbundene Operation ist, so dürfte es in manchen Fällen vortheilhafter sein, mit der Handscheidung die Setzarbeit und nasse Aufbereitung zu verbinden. Die auf den verschiedenen Hüttenwerken ausgeführten Methoden unterscheiden sich nur durch die Form der Saigergefässe. Es sind in Anwendung:

Saigerappa

a) **Töpfe mit Recipienten**, welche entweder durch umgelegtes Feuer (Wolfsberg, Ungarn, Malbosc) oder in Flammöfen erhitzt werden. In letzterem Falle befindet sich der Recipient entweder innerhalb des Ofens (Wolfsberg, Lincouln) oder ausserhalb desselben (Schmöllnitz).

b) **stehende Röhren** (Malbosc).

c) **Flammöfen**, von deren tiefstem Punkte das ausgesaigerte Schwefelantimon durch einen Canal in einen ausserhalb des Ofens befindlichen Recipienten abfliesst.

Beim langsamen Erkalten nimmt das *Antimonium crudum* das im Handel verlangte strahlig krystallinische Gefüge an, während dasselbe bei plötzlicher Abkühlung unansehnlich wird.

Verfahre beim Saig

Das Erz muss in grössern Stücken bei der Saigerung angewandt werden; bei zu kleinen Stücken oder bei Schlieg schmilzt zwar das Schwefelantimon, kann aber nicht gehörig absaigern und backt mit den Gangarten zusammen. Bei Anwendung einer zu hohen Temperatur

entstehen Metallverluste, weil das Schwefelantimon in Weissglühhitze vollständig flüchtig ist. Die Rückstände von der Saigerung enthalten noch mindestens 10—12% Antimon, theils als Schwefelantimon, theils als Antimonoxyd und antimonige Säure. *Lampadius* empfiehlt, dieselben mit Zuschlag von Glaubersalz über einen Krummofen durchzuschmelzen.

Berthier[1]) hat vorgeschlagen, das Schwefelantimon von der Gebirgsart durch mechanische Aufbereitung zu scheiden.

Theorie. **2) Gewinnung von metallischem Antimon.**

Hierzu wird entweder das ungesaigerte Erz oder das *Antimonium crudum* verwandt, wobei man den Schwefel entweder durch Oxydation (durch Rösten oder durch sauerstoffhaltige Zuschläge, als Salpeter) entfernt und das gebildete oxydirte Antimon durch ein reducirendes Schmelzen herstellt, oder den Schwefel durch ein niederschlagendes Schmelzen mit Eisen abscheidet.

Schmelzverfahren. Das flüssige Antimon giesst man in mit Talg oder Lehmwasser ausgestrichene gusseiserne Formen. Ist das Antimon ziemlich rein und erstarrt es nach dem Gusse an einem ruhigen Orte unter einer Schlackendecke sehr langsam, so erhält dasselbe eine sternförmig krystallinische Oberfläche (*Regulus Antimonii stellatus*), welche im Handel verlangt wird, aber keineswegs als Beweis für die völlige Reinheit des Antimons gelten kann. Dieses kann Arsen, Eisen, Blei, Kupfer und Schwefel enthalten, deren völlige Entfernung meist mit Schwierigkeiten verbunden und Sache der chemischen Fabriken etc. ist.

Aus reinem Schwefelantimon pflegt man im Grossen nicht mehr als 44—55% metallisches Antimon auszubringen.

[1]) Ann. d. min. 1. sér. III, 551.

I. Abschnitt.

Gewinnung von Schwefelantimon (Antimonium crudum).

Erstes Kapitel.

Aussaigern des Schwefelantimons in Töpfen.

Vergleichung der verschiedenen Methoden.

§. 13. Allgemeines. Die Töpfe werden entweder durch ein umgelegtes Feuer oder in Flammöfen erhitzt. Letztere Methode gestattet zwar eine Ersparung an Brennmaterial und die Verarbeitung ärmerer Erze, allein es können nur Lokalverhältnisse über die Vortheilhaftigkeit der einen oder andern Methode entscheiden, indem erstere keinen Ofen erfoderlich macht und die Aussaigerung gleich unmittelbar bei der Grube vorgenommen werden kann. Bei Anlage eines Flammofens können die Zinsen des Anlagekapitals und die Transportkosten des Erzes von der Grube nach dem Flammofen grösser sein, als der Werth des ersparten Brennmaterials. Weniger günstig stellt sich die Brennmaterialersparung in solchen Flammöfen, welche nach jeder Saigerung erst vollständig erkalten müssen, wenn Saigergefässe und Recipienten entleert werden sollen (Lincouln). Ein besseres Resultat geben in dieser Beziehung die Flammöfen mit einem Recipienten ausserhalb des Ofens, welche Vorrichtung die Füllung und Ausräumung der Töpfe ohne Unterbrechung der Feuerung gestattet.

§. 14. Beispiele.

I. Erhitzen der Töpfe durch umgelegtes Feuer.

Malbosc.

A. Zu Malbosc[1]) im Ardèche-Depart. stehen 25—30 konische, im Boden durchlöcherte Töpfe von 0,33 Met. Höhe und 0,22 Met. oberer Weite zwischen zwei 0,25 Met. hohen Seitenmauern, die 0,40 Met. von einander abstehen, in einer Reihe. Jeder Topf fasst 15 Kilogr. rohes Erz. Der Raum um die Tiegel herum wird mit Steinkohlen gefüllt und diese durch Reisig angezündet. Man

---

[1]) *Dumas*, angew. Chemie. IV, 146.

macht gewöhnlich 4 Schmelzungen in 40 Stunden, bis der in die Erde eingegrabene Untersatz voll ist und die Arbeit unterbrochen wird. Nach dem Erkalten werden die Recipienten systematisch entzwei geschlagen, so dass sie sich wieder lutiren und gebrauchen lassen, jedoch geht bei jeder Operation wenigstens die Hälfte der Ober- und Untersätze verloren.

20 Töpfe fassen bei 4maliger Füllung 1200 Kil. Erz und liefern nach 40 Stunden bei einem Verbrauche von 1487 Kil. Steinkohlen und 200 Kil. Reisig 469 Kil. *Antimonium crudum.* Zum Ausbringen von 100 Kil. des letzteren sind demnach 300 Kil. Steinkohlen und 40 Kil. Holz erforderlich.

In Frankreich hat die Antimonproduction zu Zeiten 800—1000 Ctr. jährlich betragen.

Wolfsberg.

B. Zu Wolfsberg am Harze wird das durch Handscheidung und Ausklauben gereinigte Grauspiessglanzerz in Thontöpfen mit Oeffnungen im Boden (Bd. I. Taf. V. Fig. 100) gethan, deren mehrere in einer Reihe stehen. Der Untersatz ist mit Asche, Sand oder Dammerde umgeben. Zu beiden Seiten der Tiegel sind aus lose zusammengestellten Steinen Mauern mit Zuglöchern aufgeführt und zwischen diesen wird Brennmaterial angezündet.

Die zurückbleibenden Gangarten halten immer etwas Schwefelantimon mechanisch zurück, namentlich wenn das Erz in Folge zu schneller Erhitzung zerbröckelt. Die Rückstande enthalten selten unter $^1/_{10}$, zuweilen $^1/_4$ ihres Gewichtes Schwefelantimon.

In neuerer Zeit hat man auch einen Flammofen mit Recipienten innerhalb desselben hergestellt.

Die Production ist schwankend; in den Jahren 1836—1844 betrug dieselbe 5950 Ctr. Schwefelantimon; sonst durchschnittlich 400 Ctr. jährlich.

II. Erhitzen der Töpfe in Flammöfen mit Recipienten innerhalb des Ofens.

La-Lincouln.

A. Zu La-Lincouln[1]) im Haute-Loire Dep. fasst ein

[1]) *Schubarth*, techn. Chem. II. 394. 1851. *Dumas*, angew. Chem. IV. 150. 1835. *Karst.* Arch., 1 R. XVIII. 177.

Ofen (Taf. II, Fig. 21, 22), 75 irdene konische Töpfe *a* von 19" Höhe, 11" oberem und 9" unterem Durchmesser. Der mit 5 einhalbzölligen Löchern versehene Boden steht auf einem bauchigen Untersatz *b* von 9" Höhe, 10" Weite und 8" Dchm. unten und oben. Man besetzt jeden Topf mit 40 Pfd. Erz in der Weise, dass zu unterst $^1/_3$ reicheres, dann $^1/_3$ mit Gangart gemengtes und zu oberst $^1/_3$ armes Erz kommt. Es wird 1 Stunde gelinde geheitzt, um das Zerspringen der Erzstücke möglichst zu vermeiden, dann 3 Stunden stärker gefeuert und die letzten 2 Stunden wieder schwächer, um den Metallverlust durch Verflüchtigung möglichst zu vermindern. Nach 20—24-stündiger Abkühlung nimmt man aus den Recipienten die 20—24 Pfd. schweren Kuchen heraus. Auf 3000 Pfd. Erz verbraucht man 15—16 Cbkfss. Birkenholz und bringt gegen 50% Schwefelantimon aus dem Erze aus. Der Verbrauch an Töpfen ist nicht unbedeutend.

B) Zu Wolfsberg am Harze werden die ärmeren, strengflüssigen Erze in Tiegeln, welche in einem Untersatz stehen, im Flammofen erhitzt.

Wolfsberg.

III. Erhitzen der Töpfe in Flammöfen mit Recipienten ausserhalb des Ofens.

Oefen von solcher Einrichtung (Bd. I. Taf. V. Fig. 101) sind zu Schmöllnitz angewandt und geben, wie bereits angeführt, in Bezug auf Brennmaterialersparung günstige Resultate. *a* Saigertöpfe. *b* Ableitungscanal. *c* Recipient. In Ungarn sind zu Zeiten an 14000 Ctr. Schwefelantimon jährlich gewonnen, in den letzteren Jahren etwa die Hälfte.

Zweckmässigkeit dieser Methode.

Zweites Kapitel.

Aussaigern des Schwefelantimons in Röhren.

§. 15. Allgemeines. Um die kostspielige Erneuerung der Töpfe, welche bald unbrauchbar werden, zu vermeiden, wurden von *Lampadius* eiserne, mit Lehm

Vergleich mit andern Methoden.

ausgestrichene und auch irdene Röhren in Anwendung gebracht, indem man dieselben nach Art der Röhren im Wismuthsaigerofen horizontal oder mit einiger Neigung über eine Feuerung legte. Sie zeigten sich jedoch unpraktisch, weil das ausgeschiedene Schwefelantimon nicht gehörig abfloss und die eisernen Röhren leicht Löcher erhielten. Auch gaben in einander gesteckte Thonröhren in vertikaler Stellung (*Wehrle*. Hüttenk. Fig. 488, 489) keine günstigen Resultate, weil sich die zusammengebackenen Rückstände schwer ausräumen liessen, ein feuerfester Thon erforderlich und die Arbeiter den schädlichen Antimondämpfen sehr ausgesetzt waren. Dadurch, dass man die Ausräumöffnung an die Seite des Ofens legte, wurden diese Uebelstände grösstentheils vermieden. Zu Malbosc sind solche Oefen angewandt, welche sich durch geringen Aufwand an Brennmaterial, wohlfeile Arbeitslöhne und Geringhaltigkeit der Rückstände empfehlen.

§. 16. Beispiel.

Malbosc.

A. Zu Malbosc[1]) sind Oefen (Bd. I. Taf. V. Fig. 102) mit 4 Cylindern *a* in Anwendung, von denen jeder 500 Pfd. Erz fasst und etwa 3 Wochen hält. Die Cylinder stehen auf einem Teller, welcher ein Loch zum Ausfliessen des Schwefelantimons hat. Dieses muss eine blaue, nie aber eine rothe Farbe zeigen, in letzterem Falle ist die Temperatur zu hoch. Nach 3 Stunden ist eine Operation beendigt, worauf man die Rückstände entweder oben aus der Ofendecke oder unten aus dem im Cylinder gelassenen Einschnitt, der während der Operation mit einem Thonpfropf verschlossen ist, herausschafft. Man erzeugt stündlich 100 Pfd. *Ant. crud.* bei einem Ausbringen von 50% und einem Brennmaterialaufwande von 64 Theilen Steinkohlen auf 100 Theile erzeugtes Schwefelantimon, oder von 22 Theilen Steinkohlen auf 100 Theile angewandtes Erz. Während bei dem pag. 29 angeführten Saigerverfahren 100 Kilogr. ausgebrachtes

---

[1]) *Jabin* in Ann. d. min. 2. sér. I. 3. — *Karst.*, Arch. 1. R. XVIII, 158. *Dumas*, angew. Chem. IV, 151, 1835. — *Lampad.*, Fortschr. 1839. p. 243.

Schwefelantimon 2,21 Frcs. an Arbeitslohn und 6,34 Frcs. Brennmaterialkosten, betragen die Kosten bei diesem Verfahren resp. 1,52 Frcs. und 1,28 Frcs.

Drittes Kapitel.

Aussaigern des Schwefelantimons in Flammöfen.

§. 17. Allgemeines. Das Aussaigern des Schwefelantimons auf dem Heerd eines Flammofens, wobei man weder Töpfe noch Röhren anwendet, ist zwar, namentlich in Bezug auf Brennmaterialconsum, das am wenigsten kostbare, es findet dabei aber der stärkste Verlust an Schwefelantimon statt. Diese Methode ist in den Fällen nur anwendbar, wenn die Gewinnungskosten der Erze gering sind und es weniger darauf ankommt, viel *Antimonium crudum* zu gewinnen, als Zeit und Brennmaterial zu ersparen. Licht- und Schattenseite dieser Methode.

§. 18. Beispiele.

A. Zu Ramée[1]) in der Vendée bedient man sich Flammöfen (Taf. II. Fig. 23) mit geneigtem Heerd *a* und flachem Gewölbe *b*. Das ausgesaigerte Schwefelantimon fliesst nach dem tiefsten Punkte des Heerdes und von hier durch eine Rinne *c* in einen ausserhalb des Ofens befindlichen Recipienten *d*. Gegen das Ende der Operation verschliesst man den Stich und feuert stärker; nach beendigter Schmelzung wird das angesammelte Schwefelantimon abgestochen. Die Schlacke wird durch die Arbeitsthür abgezogen. Ramée.

B. Zu Linz[2]) fand ein ähnliches Verfahren statt. Linz.

---

[1]) Journ. d. min. IX, 469. *Karst.* Arch. 1. R. XVIII, 178.
[2]) *Karst.* Arch. 1. R. XII, 380.

II. Abschnitt.

Gewinnung von metallischem Antimon.

Darstellungsmethoden für metallisches Antimon.

§. 19. Allgemeines. Folgende Methoden zur Abscheidung des metallischen Antimons aus dem Schwefelantimon sind am gebräuchlichsten:

1) Entfernung des Schwefels durch Röstung. Durch gelindes Erhitzen des Schwefelantimons, z. B. in einem ungarischen Röstofen (Bd. II. Taf. I. Fig. 5, 6) verwandelt man das Schwefelantimon unter stetem Umrühren in ein Gemenge von Antimonoxyd und antimoniger Säure und reducirt dieses nachher unter Zusatz von 1 Theil Kohle und 1/2 Theil Potasche in feuerfesten Tiegeln, die man in einem Windofen oder auf dem Heerd eines Flammofens etwa 1 Stunde lang bis zur schwachen Glühhitze erhitzt. Das Antimon wird in eine mit Talg oder Lehmwasser ausgestrichene eiserne Form gegossen. Man erhält bei diesem Verfahren etwa 65% Metall.

2) Entfernung des Schwefels durch Salpeter. Man trägt ein Gemenge von 8 Schwefelantimon, 6 rohem Weinstein und 3 Salpeter in einen glühenden hessischen Tiegel ein und bringt die Masse zum Schmelzen. Der Salpeter oxydirt die Bestandtheile des Schwefelantimons, und der Weinstein reducirt das gebildete Antimonoxyd.

Diese Methode ist kostspielig und gibt nur ein Ausbringen von 43%. Das nach den beiden genannten Methoden dargestellte Metall ist gewöhnlich nicht rein und kann As, Fe, Pb, Cu, K und S enthalten. *Wöhler*[1]) glüht, zur Darstellung eines arsenfreien Metalles, 1 Schwefelantimon, 1 1/4 Kali-Salpeter und 1/2 Potasche, laugt das gebildete arsensaure Kali mit Wasser aus und reducirt den Rückstand mit 1/2 Weinstein. *Meyer*[2]) wendet Natronsalpeter an, indem er käufliches Antimon mit 1/4 rohem salpetersauren Natron und 1/2 Soda glüht und den ausgewasche-

---

1) *Pogg.*, Ann. XXVII, 628.

2) B. u. h. Ztg. 1849. p. 252.

nen Rückstand mit $^1/_2$ Weinstein schmilzt. Dabei erreicht man den Zweck vollständig.

3) Entfernung des Schwefels durch Eisen. Nach *Berthier*[1]) bringt man 65—70% Antimon aus reinem $\bar{S}$b aus, wenn 100 von letzterem mit 60 Eisenhammerschlag, 45—50 Soda und 10 Kohlenpulver geschmolzen werden.

Weniger kostspielig ist folgendes Verfahren von *Liebig*[2]) und *Bensch*[3]), welches gleichzeitig ein arsenfreies Antimon liefert: 100 $\bar{S}$b werden mit 42 Eisenfeile, 10 entwässertem schwefelsauren Natron und 2 Kohle zum Regulus geschmolzen, 16 Theile von diesem mit 2% Schwefeleisen, 1 Theil $\bar{S}$b und 2 Theilen Soda 1 Stunde lang im Fluss erhalten und der dabei erfolgende Regulus nochmals mit $1^1/_2$, dann mit 1 Soda umgeschmolzen, bis die Schlacke eine hellgelbe Farbe zeigt. Zur Abscheidung des Arsens scheint die Gegenwart des Schwefeleisens unerlässlich zu sein, indem sich wahrscheinlich eine dem Arsenkies ähnliche Verbindung erzeugt.

Man erhält nach dieser Methode, welche sich auch für die Reinigung der nach 1 und 2 dargestellten Könige eignet, von 16 Theilen unreinem Antimonregulus 15 Theile Antimon, welches frei von Cu, As, Fe und S ist. Pb lässt sich jedoch durch diese Methode nicht abscheiden.

Karsten[4]) empfiehlt ein Schmelzen der gehörig aufbereiteten und noch nicht gesaigerten Erze mit 35—36% Schmiedeeisen, mit Glaubersalz, Potasche, Kochsalz und Kohle in einem Flammofen mit ausgetieftem Schmelzheerd. Nach 8—10stündiger Schmelzung sticht man das Antimon unter der Schlackendecke ab. Dieses wird in Tiegeln von 20—30 Pfd. Gehalt mit Potasche, Kochsalz und Kohlenstaub oder etwas Weinstein umgeschmolzen.

---

[1]) *Karst.*, Arch. 1 R. IV, 261; VIII, 285; XI, 39; XIII, 380. — *Dumas*, angew. Chem. IV, 157.

[2]) *Erdm.*, J. f. pr. Ch. IX, 164; XLIII, 78. *Dingl.*, LXIII, 446.

[3]) *Dingl.*, CVII, 214.

[4]) *Karsten*, Metallurgie IV, 544. — *Dumas*, angew. Chem. IV, 159.

X. Silber.

§. 20. Silbererze. Nach *Malaguti's* und *Duroch*
Beobachtungen findet sich das Silber in der Natur
Silbererze. verbreitet. Als Silbererze benutzt der Hüttenmann:

1) solche Erze, in denen das Silber ei
Hauptbestandtheil ausmacht (eigentliche Sil
Eigentliche Silbererze. erze), wohin hauptsächlich die folgenden gehören:

Gediegen Silber, Ag, zuweilen bis 3% Sb, As
Fe enthaltend, (das Freiberger[2]) gediegene Silber
97,10—99,8 Ag), gewöhnlich in Gesellschaft von an
Silbererzen oder auch von Fahlerzen.

Antimonsilber Ag^6 Sb und Ag^4 Sb mit re
tive 84 und 77% Silber.

Tellursilber Ag Te mit 61% Ag, zuweilen Au
Spuren von Fe enthaltend.

Silberglanz $\dot{A}g$ mit 87% Ag.

Sprödglaserz $\dot{A}g^6$ $\dddot{S}b$ mit 70,4 Ag, zuweilen
ringe Mengen von Fe, Cu und As enthaltend.

---

[1]) *Malaguti* und *Durocher* über das Vorkommen und die G
nung des Silbers. Deutsch von *Hartmann*. Quedlinburg
Leipzig 1851. — Ueber das Vorkommen des Silbers. *Karst*.
I, 304. — Neuer Schauplatz der Bergbaukunde XII, 57. —
H. Ztg. 1842 p. 3. — *Cotta*, Gangstudien I, 437; II, 115, 25

[2]) Ueber den Silbergehalt sächs. Silbererze. Jahrbuch für
Berg- und Hüttenmann. 1831. p. 223.—*Lampad.*, Fortschr.
p. 111. — *Bauersachs* über den Silbergehalt einiger Harzer
in *Hausm.* norddeutschen Beitr. Stück 1.p. 127.

Lichtes Rothgiltigerz $\dot{Ag}^3 \dddot{As}$ mit 65,4% Ag, worin zuweilen ein Theil des $\dddot{As}$ durch $\dddot{Sb}$ ersetzt ist.

Dunkles Rothgiltigerz $\dot{Ag}^3 \dddot{Sb}$ mit 59% Ag, worin ein Theil $\dddot{Sb}$ zuweilen durch $\dddot{As}$ vertreten ist. (Gemenge von beiden, zu Freiberg vorkommend, enthielten 60,75—62,50% Ag).

Dunkles Weissgiltigerz (Silberfahlerz) ($\dot{Cu}$, $\dot{Fe}$, $\dot{Zn}$, $\dot{Ag})^4 \dddot{Sb}$ mit 18—31,8% Ag und 26—15% Cu.

Lichtes Weissgiltigerz ($\dot{Fe}$, $\dot{Zn}$, $\dot{Pb}$, $\dot{Ag})^4 \dddot{Sb}$ mit 38 Pb, 5,7 Ag und Spuren von Cu (die Freiberger Weissgiltigerze mit 29,43—32,69% Ag).

Silberkupferglanz $\dot{Cu} + \dot{Ag}$ mit 53% Ag und 31% Cu.

Polybasit ($\dot{Cu}$, $\dot{Ag}^9$) ($\dddot{Sb}$, $\dddot{As}$) mit 64—72% Ag und 10—3% Cu.

2) **solche Erze, welche neben einem geringeren, variablen Silbergehalt noch andere nutzbare oder nicht nutzbare Metalle enthalten.** Geschwefelte Mineralien sind immer reicher an Silber als oxydirte, und es pflegen in Bezug auf ihren Silbergehalt die eisenhaltigen Schwefelungen immer die ärmsten zu sein, dann folgen die zink-, blei- und kupferhaltigen.

Zu dieser Abtheilung gehören unter andern:

Silberhaltige Bleierze.

a) **silberhaltige Bleierze**, namentlich **Bleiglanz**, $\dot{Pb}$, dessen Silbergehalt am gewöhnlichsten zwischen 0,01 —0,03% schwankt, oft 0,5, selten 1% erreicht und nur in sehr seltenen Fällen noch höher steigt.

Nach *Malaguti* und *Durocher*[1]) enthalten Bleiglanze Spuren (**Rheinpreussen**) bis 7% Silber (**Schemnitz**). Es enthielt Bleiglanz von Pontgibaud 3,3 Zehntausendtheile, von Huëlgoat 3—20 Zehnt., aus Sachsen 3,3 Zehnt., bis 2,5%, vom Harze 0,05%—0,3%, von Sala 86,6 Zehnt. Durchschnittlich enthalten die sächsischen Bleiglanze 0,025 —0,809% Ag. Auf ein und demselben Gange hat der Bleiglanz oft einen sehr verschiedenen Silbergehalt und

[1]) *Malaguti* und *Durocher* c. l.

es ist, wie wohl geschieht, nicht allgemein anzunehmen, dass der fein- oder kleinkörnige Bleiglanz reich, und grobkörniger oder krystallinischer arm an Silber sei. Nach *Malaguti's* und *Durocher's* Versuchen lässt sich schliessen, dass in den meisten Fällen die silberhaltigen Bleiglanze das Silber im Zustande der multiplen Sulphurete enthalten.

Weissbleierz enthielt Spuren bis 2 Tausendtheile Silber, in den meisten und halbdurchsichtigen Abänderungen wohl im Zustande des Carbonats, in den dunkeln als Schwefelsilber.

Silberhaltige Kupfererze.

b) Silberhaltige Kupfererze und zwar:

Fahlerze[1]) mit Spuren bis 31% Silber. (Von den Freiberger Fahlerzen und diesen ähnlichen Mineralien enthält Graugiltigerz 17,70%, Schwarzerz 5,20 — 5,60%, gem. Fahlerz 0,557—4,20%, Tennantit 0,017%, blendiges Fahlerz 0,122—0,525%, zinnisches Fahlerz 0,017—0,020%, das Andreasberger Fahlerz bis 1% Ag.)

Kupferkies, Buntkupfererz und Kupferglanz sind im Allgemeinen silberarm und pflegen nur dann auf Silber mit benutzt zu werden, wenn sie mit Bleierzen gemengt sind. (Freiberger Kupferglanz enthält 0,020—1,101% Ag.) Zuweilen bildet das Schwefelkupfer mit dem Schwefelsilber eine viel reichere Verbindung, als der Bleiglanz. So gibt die Silberschwärze von Huëlgoat ein silberhaltiges Schwefelkupfer mit bis 52% Silber. In einem Gemenge von Kupferkies und Bleiglanz von Huëlgoat enthielt ersterer 1—4,5 und letzterer 7,1—23,2 Zehntausendtheile Silber, in einem Gemenge von Buntkupfererz und Bleiglanz ebendaher ersteres 2,5, letzterer 5 Zehntausendtheile Silber.

Bournonit pflegt reicher an Ag, als die vorhergehenden Erze zu sein. (Freiberger Bournonit enthält 0,122—0,127% Ag.)

Oxydirte Kupfererze enthalten nur Spuren Silber.

Silberhaltige Zinkerze.

c) Silberhaltige Zinkerze, als

---

[1]) Ueber den Silbergehalt der Fahlerze: *Karst.* Arch. 2 R. IV, 289. *Erdm.* J. f. ök. u. techn. Ch. X, 219.

Zinkblende mit Spuren bis 0,88% Silber, welches meist nicht von eingesprengtem Bleiglanze herrührt. Es enthält z. B. Blende von Poullaouen 19, von Huëlgoat 8, von Przibram 2,7—6,7, von Fahlun 5, von Sala 3,3, von Tunaberg 1 Tausendtheil Silber; Blende aus Ungarn, Sachsen und Kongsberg enthielt nur unwägbare Spuren. Kommt Zinkblende mit Bleiglanz gemengt vor, so enthält bald erstere bald letzterer mehr Silber. Zu Poullaouen enthält die Blende 4, der Bleiglanz 25, zu Huëlgoat der Bleiglanz 125 und die Blende 2—4, die reine Blende von Lautenthal am Oberharze bis 0,8, die Freiberger Blende bis 6 Zehntausendtheile Silber.

Galmei vom Altenberge enthielt 1 Zehntausendtheil Silber.

Silberhaltige Schwefel- und Magnetkiese.

d) Silberhaltige Schwefel- und Magnetkiese. Dieselben enthalten Spuren bis 15 Zehntausendtheile Silber und pflegen, wenn sie mit andern Schwefelungen vorkommen, ärmer zu sein als diese. Gemenge von Blende, Schwefelkies und Bleiglanz aus Siebenbürgen enthielten resp. 88,5 und 90 Zehntausendtheile Silber. Im Freiberger Revier enthält der im Grossen aufbereitete Schwefelkies, welcher auf Gängen bricht, die gleichzeitig Schwefelantimon oder fein eingesprengtes Dunkelrothgiltigerz oder andere antimonhaltige Silbererze aufzuweisen haben, 10—20 Loth (0,29—0,58%) Silber, die auf Gängen vorkommenden Kiese, welche frei von dergleichen Silbererzen sind, nur 0,25—1,0 Loth (0,007—0,03%) Silber im Centner.

Silberhaltige arsenikalische und antimonialische Erze.

e) Silberhaltige arsenikalische und antimonialische Erze als:

Gediegen Arsen von Markirch (Oberrhein) enthält 9,2 Zehntausendtheile Silber; ein Gemenge von gediegen Arsen und Bleiglanz aus Sachsen hatte einen Silbergehalt von resp. 47,7 und 14,30 Zehntausendtheilen Ag. Das gediegen Arsen von Andreasberg am Harze enthält durchschnittlich 5 Tausendtheile Silber.

Arsenkiese (Misspickel) gaben bis 3,8 Zehntausendtheile Silber. Ein Gemenge von Blende, Schwefelkies, Misspickel und Bleiglanz aus Sachsen enthielt resp. 10,61,

0,81, 5,10 und 41,20 Zehntausendtheile Ag, Arsenkies von Andreasberg 0,01% Ag.

Gediegen Antimon von Andreasberg enthält 1% Ag, von Allemont 4 Zehntausendtheile.

Grauspiessglanz aus Ungarn nur 0,62 Zehntausendtheile Ag.

...rhaltige ...ath-, Ko...t- und ...kelerze.

f) Silberhaltige Wismuth-, Kobalt- und Nickelerze, als Speisskobalt, Antimonnickel, Kobaltglanz etc. enthalten gewöhnlich nur geringe Mengen Silber, wenn nicht gleichzeitig andere silberhaltige Erze damit brechen.

...ereitung ...ibererze.

Die Silbererze der ersten Classe kommen selten in grösseren Mengen derb vor, meist finden sie sich in der Gangart spärlich vertheilt (Dürrerze) und bedürfen alsdann einer sehr sorgfältigen Aufbereitung, wobei lokale Verhältnisse die Frage entscheiden müssen, ob es vortheilhafter ist, den Metallgehalt auf Kosten eines Silberverlustes stark anzureichern, bei dessen Verhüttung aber an Brennmaterial zu sparen oder ein grösseres, ärmeres Haufwerk auf Kosten eines grösseren Brennmaterialconsums zu Gute zu machen.

Bei den Erzen der zweiten Classe kommt es gewöhnlich auf eine möglichst scharfe Trennung der verschiedenen Erzsorten an, theils um die Aufbereitung durch Handscheidung, Siebsetzen und Nasspochen vollkommner ausführen, theils um die Erze einem angemessenen hüttenmännischen Prozesse übergeben zu können, da sie gewöhnlich nicht in dem Verhältniss, wie sie auf den Lagerstätten zusammen vorkommen, verschmolzen werden können. Ueber die Grenze der Trennung und der weiteren Aufbereitung der geschiedenen Erzsorten entscheidet in der Regel das anzuwendende hüttenmännische Verfahren. Bei diesem erscheint die Gewinnung des Silbers entweder als untergeordneter Zweck und die der anderen Metalle (z. B. Blei, Kupfer) ist der Hauptgegenstand, oder man benutzt die Erze nur auf Silber und sucht die anderen weniger werthvollen Metalle (z. B. Zink, Arsen, Antimon, Wismuth) abzuscheiden. Bei dem weit höhern Werthe indessen, welchen das Silber im Vergleich zum Kupfer hat, scheut man zuweilen selbst be-

deutende Verluste an diesem Metalle nicht, um das Silber möglichst vollständig zu gewinnen.

§. 21. Silberproben. Zur Ermittelung des Silbergehaltes in Erzen und Hüttenproducten bedient man sich des trocknen und nassen Weges.

Probirmethoden.

Das Verfahren auf trocknem Wege[1]) besteht darin, das im Probirgut enthaltene Silber an Blei zu binden und durch Abtreiben (Kupellation) des silberhaltigen Bleies das Silber wieder abzuscheiden. Dieses Verfahren ist mehreren Ursachen von Irrthümern unterworfen, wohin hauptsächlich die Silberverluste gehören, welche durch Verflüchtigung des Silbers und seine Oxydirbarkeit entstehen. In Folge der letztern zieht sich das gebildete Silberoxyd in Gemeinschaft mit Glätte in die Kapelle (Verlust durch Kapellenzug.) Dieser Verlust wird um so merklicher, je höher der Silbergehalt im Probirgut ist, lässt sich dagegen bei geringen Silbergehalten, wie *Malaguti's* und *Durocher's*[2]) Versuche ergeben haben, auf der Wage kaum ermitteln, obgleich er bei reicheren Proben verhältnissmässig geringer ist, als bei ärmeren. Die Grösse desselben hängt aber auch von der beim Abtreiben angewandten Temperatur und Bleimenge, sowie von der Porosität der Kapellen ab. Gewöhnlich wird derselbe bei silberärmerem Probirgut nicht in Anrechnung gebracht und beträgt zum Beispiel nach *Bodemann*[3]) bei Erzen von einigen Lothen Silber im Centner zu 2—5% des Silbergehaltes. Nach *Plattner*[4]) ist der Kapellenzug bei einem Gehalte von 1% Silber zwar auf der Wage fast gar nicht merklich, er wird es aber, je grösser das auszuwiegende Silberkorn ist, und nach Procenten berechnet nimmt er wieder zu, je kleiner das Silberkorn wird. Chemisch reines Silber mit dem 5fachen Blei abgetrieben, gibt einen Verlust von 0,009 oder pro Mark von 2,592 Grän, bei Brandsilber mit 11

Trockne Proben.

Mängel derselben.

[1]) *Bischoff* über das Probiren der Silbererze *Karst.* Arch. 1 R. II. a. p. 200. — *Bauersachs ibid. Berthier*, analyt. met. Chem. II, 741. Oesterr. Zeitschr. 1855. p. 129.

[2]) *Malaguti* und *Durocher* c. l. p. 5.

[3]) *Bodemann*, Probirkunst 1845. p. 118.

[4]) *Plattner's* Löthrohrprobr. 1853. p. 545.

—12 Loth Feingehalt und 4—6 Ctr. Bleizusatz 2,1—2,4 Grän. Bei silberreichen Legirungen bringt man den Silberverlust durch Kapellenzug nach Tabellen[1]), deren Zusammenstellung sich auf die Resultate von Versuchen gründet, in Anrechnung.

[leichung trocknen mit der ssen.]

Wenngleich die trockne Silberprobe den Silbergehalt um eine veränderliche Menge zu gering angibt, so gewährt sie doch im Ganzen einen so hohen Grad von Genauigkeit, wie keine andere Metallprobe auf trocknem Wege. Während dieselbe die geringsten Silbermengen nachweist, welche jeder Wägung und Messung entgehen, (bis $^1/_{100}$ Milligramm) und sich deshalb für alle Erze etc. eignet, welche einen nicht zu hohen Silbergehalt besitzen, so lässt die Silberprobe auf nassem Wege (worunter man gewöhnlich die Bestimmung des Silbers aus seiner Lösung durch Kochsalzsolution versteht) beim Vorhandensein geringer Silbermengen grosse Irrthümer zu oder gibt gar keinen Silbergehalt an, gestattet aber eine genauere Ermittelung des Silbergehaltes in reicheren Substanzen, welche sich leicht in Auflösung versetzen lassen. Es wird deshalb diese Probe vorzugsweise in Münzen angewendet, wo im Allgemeinen silberreiche Legirungen zur Untersuchung kommen, und sie gibt dann genauere Resultate als der trockne Weg. Bei geringen Silbermengen, z. B. $^1/_{2000}$, entsteht der Irrthum dadurch, dass dieselben durch Chlornatrium nicht gefällt werden. Dieser Verlust hängt wesentlich von dem ganzen Volumen der Lösung ab und bei gleichem Volumen bleibt sie sich bei verschiedenen Silbergehalten fast gleich, woraus hervorgeht, dass der Gehalt um so genauer bestimmt wird, je mehr Silber das Probirgut enthält.[2])

A. Silberproben auf trocknem Wege.

[erfahren.]

Wie bereits angeführt, bestehen dieselben in einer Vereinigung des Silbers der Probesubstanz mit Blei (mag

[1]) Tabelle der Münzcommission in Paris. *Bodemann* c. l. p. 138. — *Plattner's* Tabelle für Löthrohrproben c. l. p. 548.

[2]) Ergebniss vergleichender Versuche über das Probiren des Silbers auf trocknem und auf nassem Wege. Jahrb. für den sächs. B. u. Hüttenm. 1836. p. 70. — *Erdm.*, J. f. ök. u. techn. Chem. X, 418. *Karst.* Arch. 2. R. V, 474.

dieses in Gestalt von metallischem Blei, von Glätte oder Bleizucker angewandt werden) durch Zusammenschmelzen und einem Abtreiben des Bleies. Alles im Handel vorkommende Blei und Glätte enthält Silber. (Harzer gekörntes Probirblei enthält $^1/_8$ Loth und Glätte $^1/_8$—$^1/_{16}$ Loth Silber, Freiberger Probirblei 0,09 — 0,01 Pfdtheil Silber im Centner.) Die Menge desselben ist gewöhnlich zu geringfügig, um der Genauigkeit der Proben von Erzen, welche nicht weniger als 1 Zehntausendtheil Silber enthalten, nachtheilig zu sein, zumal man in der Regel durch eine Gegenprobe den Silbergehalt der Glätte etc. ermittelt und diesen in Abzug bringt. Soll dagegen ein Silbergehalt unter 1 Zehntausendtheil bestimmt werden, so bedarf das Blei oder die Glätte einer Reinigung von Silber.

Silbergehal Probirblei

Malaguti und *Durocher*[1]), welche geringe Mengen Silber in vielen Mineralien, im Meerwasser, in Meerpflanzen u. dgl. gefunden haben, bereiteten sich ein hinreichend silberfreies Bleioxyd aus Bleizucker. Derselbe wird in einem Tiegel zersetzt, auf eine rothglühend gemachte Eisenplatte ausgegossen und zur Umwandlung des reducirten Bleies in Oxyd die Masse mit Salpetersäure in einem Tiegel calcinirt.

Pettenkofer[2]) wendet Bleizucker an, welcher das Probirgut beim Schmelzen durchdringt und dessen Bleioxydgehalt durch den Kohlenstoff und Wasserstoff der Essigsäure reducirt wird. Das im *statu nascenti* sich ausscheidende feinzertheilte Blei äussert eine bedeutendere zersetzende Einwirkung auf das Probirgut, als das Blei in einem andern Zustande. Man präparirt käuflichen Bleizucker (58,7 $\dot{P}b$, 27,1 $\bar{A}$ und 14,2 $\dot{H}$) dadurch, dass man denselben so lange schmilzt, bis sich die Masse aufgebläht hat und wieder festgeworden ist, in welchem Zustande sie 66—70% $\dot{P}b$, 28—30% $\bar{A}$ und 1—4% $\dot{H}$ enthält. Die geglühte Masse hat in der Essigsäure mehr als hinreichend Kohlenstoff, um das Bleioxyd zu redu-

[1]) C. l. p. 8.

[2]) Bergwfd. XI, 49. — Polyt. Centr. 1846. p. 514. *Dingl.* C. 459.

ciren. Bei zu grossem Kohlenstoffgehalte wird die Masse zu strengflüssig, in welchem Falle ein Salpeterzusatz vortheilhaft wirkt. Der von *Pettenkofer* untersuchte Bleizucker enthielt im Centner durchschnittlich 0,044 Loth Silber.

schaffenheit r Zuschläge.

In den meisten Fällen enthält das Probirgut fremde Bestandtheile, welche zu ihrer Zerlegung oder Verschlakkung gewisse Zuschläge bedürfen, die in Potasche[1]), Soda, Borax, Glaubersalz und Salpeter bestehen können. Als Reductionsmittel für das Bleioxyd bedient man sich des schwarzen Flusses oder Mehles, wenn nicht in dem bleihaltigen Zuschlage (z. B. Bleizucker) schon Kohlenstoff enthalten ist. Die Erze kommen entweder im ungerösteten oder im gerösteten Zustande zur Anwendung.

Beim Abtreiben des silberhaltigen Bleies oxydirt sich zunächst das Blei, dieses gibt dann Sauerstoff an fremde Beimengungen, z. B. an Metalle ab, die Oxyde dieser vereinigen sich mit dem Bleioxyd und ziehen sich gemeinschaftlich damit in das poröse Schmelzgefäss (Kapelle).

Es lassen sich folgende Proben unterscheiden:

Probirmethoden.

I. Verfahren für Erze, Hüttenproducte etc., die keine Legirungen sind.

1) Proben für reichere und nicht zu silberarme Erze.

a) Schmelzen mit metallischem Blei (Ansieden, Verschlacken) und Abtreiben des Bleies. 1 Ctr. Probirgut, welches Schwefel, Antimon, Arsen, Erden etc. enthält, wird mit 4 Ctr. Kornblei in einem Ansiedescherben (Bd. I. Taf. VII. Fig. 144) gemengt und mit 4 Ctr. Kornblei bedeckt. Dieses Bleiquantum genügt in den meisten Fällen (Harzer Hütten), dasselbe muss aber, z. B. bei einem bedeutenden Gehalte des Erzes an Zinkblende oder Schwefelkies, auf das 12—16fache, bei viel Kupfer- und Zinnverbindungen unter Umständen auf das 20—30-fache erhöht werden, bei Nickel- und Kobaltverbindungen noch etwas höher, wofern man dieselben nicht zuvor mit 10 Theilen Glätte und 2 Theilen Salpeter schmilzt.

asiedeprobe.

[1]) *Vauquelin* über den Einfluss des Kalimetalles auf das Metallkorn beim Probiren der Erze mit Potasche. *Karst.* Arch. 1. R. II. s. 205.

Nickelspeise muss mit dem 16fachen Blei 2—3 mal verschlackt werden. Ein zu grosser Bleizusatz verlängert die Operation und damit den Silberverlust. Ein Zusatz von 10—50 Pfd. Borax ist, namentlich wenn zugleich viel Erden und Zinkblende im Probirgut enthalten sind, beim Schmelzen förderlich; ein Zusatz von Glas wirkt dem Durchgehen der Probirgefässe entgegen. Von reichen Silbererzen, z. B. Antimonsilber[1]), Rothgiltig etc., nimmt man gewöhnlich nur 25—50 Pfd. und beschickt dieselben mit dem 16—32fachen Blei und bis zum 3fachen Borax.

Auf den Freiberger Hütten siedet man die Erze mit dem 10—16fachen Kornblei und etwas Borax an. Der beschickte Ansiedescherben wird in dem Muffelofen bei zugelegter Muffelmündung rasch in starke Hitze (15—20 Min. lang) versetzt, bis das Blei geschmolzen ist und die leichten Theile des Probirgutes sich nach oben begeben haben. Darauf lässt man bei geschlossenen Zügen und theilweise geöffneter Muffelmündung etwa 10—15 Min. kalt gehen, wobei sich neben den Bestandtheilen des Probirgutes auch Blei oxydirt. Das oxydirte Blei wirkt einestheils auf die Schwefelungen, Antimonverbindungen etc. zerlegend ein, anderntheils bildet dasselbe mit den nicht flüchtigen oxydirten fremden Metallen und mit den Erden eine Schlacke, welche das Metallbad immer mehr bedeckt, während sich das Silber mit dem überschüssigen Blei vereinigt. Im Allgemeinen ist es vortheilhaft, die Verschlackung möglichst weit zu treiben, weil erfahrungsmässig bei dieser Operation weniger Silber verloren geht, als bei dem darauf folgenden Abtreiben, wenn der Bleikönig von bedeutender Grösse ist. Doch zerstört bei zu langer Dauer des Ansiedens das Bleioxyd leicht den Scherben. Bei einem Boraxzusatz geht die Operation rascher von statten und sie ist beendigt, wenn die Schlacke nahe das ganze Metallbad bedeckt. Je verwandter die fremden Metalle zum Sauerstoff sind, desto mehr häufen sie sich zu Anfang bedeutend im oxydirten Zustande an und ver-

---

[1]) *Bonsdorf* über das Abtreiben des Antimons vom Silber. *Karst.*, Arch. 1. R. VI, 426.

anlassen leicht ein Erfrieren der Probe. Arsenikalische Erze erfordern beim Ansieden eine hohe Temperatur, um eine vollständig geflossene Schlacke zu geben; es bleibt dabei leicht ein silberreicher Rand von erstarrten Schlacken. Bei armen arsenikalischen Erzen nimmt man auf 1 Theil Erz 16 Theile Blei und 1 Theil Borax.

Nach Beendigung des Verschlackens gibt man zur Abscheidung der in den Schlacken enthaltenen Werkekörnchen nochmals eine 5—10 Min. starke Hitze, nimmt dann die Proben heraus und giesst sie entweder auf Giessbleche aus oder lässt sie im Scherben erkalten.

Der entschlackte Bleikönig wird, wenn er bei grosser Sprödigkeit nicht nochmals mit Blei verschlackt werden muss, mit dem Hammer in Form eines Würfels gebracht, dessen Kanten und Ecken behämmert und auf einer im Muffelofen stehenden rothglühenden Kapelle (Bd. I. Taf. VII. Fig. 146, 147) bei mit Kohle geschlossener Muffelmündung und geöffneten Zügen rasch ins Treiben versetzt (angetrieben).[1] Sobald dieser Zeitpunkt eingetreten, schliesst man die Züge, öffnet die Muffel und lässt sich das Blei bei möglichst niedriger Temperatur oxydiren und in die Kapelle ziehen, weil sich mit der Erhöhung der Temperatur der Silberverlust vermehrt. Das oxydirte Blei gibt dabei an fremde Beimengungen (Kupfer, Antimon, Arsen etc.) Sauerstoff ab, vereinigt sich mit den gebildeten Oxyden und zieht dieselben mit in die Kapelle hinein. Ein Anhalten für die richtige Temperatur gibt der aufsteigende Bleirauch und das Glühen der Kapelle. Erhebt sich ersterer bis etwa in die Mitte der Muffel langsam schlängelnd, bildet sich Federglätte und glühen die Kapellen röthlich braun, so ist die Temperatur richtig. Verschwindet der Bleirauch gleich über den Kapellen, glühen diese hellroth und entsteht keine Federglätte, so gehts zu heiss. Steigt der Bleirauch bis oben ans Muffelgewölbe und erscheint der Saum der Kapellen dunkelbraun, so geht's zu kalt und die Probe erfriert leicht.

---

[1]) *Chaudet*, Erscheinungen beim Abtreiben. *Karst.* Arch. 1. R. III, 66.

Gegen das Ende des Prozesses erhöht man die Temperatur bis zum Blick allmählig wieder. Um die Temperatur möglichst gleichmässig zu halten, setzt man wohl in den hinteren heisseren Theil der Muffel leere Ansiedescherben oder kühlt mittelst eines Kühleisens die hinteren Proben mehr ab. Nach dem Eintritt des Blickens wird die Kapelle aus dem Ofen genommen, das Silberkorn mit der Kornzange ausgestochen, mit einer Bürste gereinigt und gewogen, indem man zu den Gewichten das Silberkorn legt, welches aus einem gleichen Quantum Kornblei (einer Bleischwere), als zur Probe verwandt wurde, durch Verschlacken und Abtreiben erhalten ist.

Das Auswägen der Silberkörner geschieht bis auf die kleinsten Theile der Probirgewichte (z. B. auf den Harzer Hütten bis zu $^1/_4$—$^1/_8$ Lth., zu Freiberg bis auf $^1/_2$ Pfundtheil = 0,1875 Milligr. = 0,0000375 Pfundtheile des Landesgewichtes, im Oestreichschen bis zu Denären).

Diese Probe genügt für die meisten Erze und Hüttenproducte, gibt jedoch bei den reichen Erzen, wenn nicht die grösste Sorgfalt angewandt wird, weniger genaue Resultate, als bei weniger reichen Substanzen.

Schmelzpr. für bleiha. Substanz.

b) Schmelzen silberhaltiger Bleierze und Hüttenproducte auf Blei und Abtreiben des Bleikönigs. Hinreichend blei- und nicht zu silberreiche Erze werden nach Art der Bleiproben (Bd. II. p. 2.) auf Blei verschmolzen und der Bleikönig abgetrieben. Bei reichen Erzen gibt die Ansiedeprobe genauere Resultate. Diese Methode ist z. B. am Oberharze für Erze gebräuchlich, welche nicht über 4—5 Loth Silber und unter 30 Pfd. Blei im Ctr. enthalten, ferner für Hüttenproducte (Bleistein, Heerd, Abstrich, Glätte, Abzug etc.) Ist der erfolgende Bleikönig zu unrein (spröde) zum Abtreiben, so wird derselbe entweder zuvor für sich oder mit dem 4—8fachen Kornblei (Unterharzer Abzug, Abstrich, Glätte, Heerd) verschlackt. Ist das Probirgut silberarm (z. B. Glätte), so werden mehrere Proben angestellt, die erhaltenen Bleikönige gemeinschaftlich verschlackt und abgetrieben.

Schmelzpr. für bleifr. Substanz.

c) Schmelzen ungerösteter Erze mit Glätte

(oder Bleizucker), Reductions- und Flussmitteln. Diese Probe wird wohl für nicht zu reiche silberhaltige Schwefelungen, Arsen- und Antimonverbindungen angewandt und beruht darauf, dass diese durch Bleioxyd unter Bildung von silberhaltigem Blei zerlegt werden (Bd. I. p. 20), während die gebildeten Metalloxyde und die vorhandenen Erden durch einen Theil Bleioxyd und durch die Flussmittel (Borax, Glaubersalz, Glas, Potasche, Soda) verschlackt werden. Durch einen Zusatz von Kohlenstaub, schwarzem Fluss oder Mehl begünstigt man die Reduction von Blei und die Ansammlung des Silbers. Zwar lässt sich durch Glätte allein schon die Zerlegung bewirken, allein es muss diese alsdann in bedeutenden Mengen angewandt werden, in Folge dessen eine grosse Bleimenge fürs Abtreiben entsteht. Man kann diesen Uebelstand durch einen Zuschlag von Salpeter umgehen. wodurch ein Theil der Sulphurete oxydirt wird, während der andere zur Reduction der Glätte dient. Je nach der Grösse des Salpeterzuschlages lässt sich die Menge des darzustellenden Bleies reguliren.[1])

Bodemann[2]) empfiehlt eine Beschickung von 1 Ctnr. Erz, 4—8 Ctr. Glätte, bis 25 Pfd. Borax, 2—4 Ctnr. Potasche und 2—6 Pfd. Kohlenstaub, oder statt der Potasche und des Kohlenstaubes schwarzen Fluss.

Malaguti und *Durocher* (c. l.) wenden zur Bestimmung geringer Silbermengen in Schwefelungen eine Beschickung von Salpeter, gereinigter Glätte (p. 43) und kohlensaurem Natron an. Das durch Calcination von doppelt kohlensaurem Natron erhaltene kohlensaure Natron wird wegen geringeren Silbergehaltes der calcinirten Soda vorgezogen. Nach deren Versuchen gaben durch Reduction von Glätte verschiedene Blenden 7—9, Schwefelkies 9—13, Kupferkies und Buntkupfererz 8—10, arsenhaltiger Kupferglanz 6,6, gediegen Antimon 2,8, Grauspiessglanz 8—9, Arsenikkiese 6—9, Arseniüre und Sulfarseniüre von Kobalt und Nickel 5—7, Fahlerz 6—10,

---

[1]) *Berthier*, met. analyt. Chem. Deutsch von *Kersten*. 1836. II, 722.

[2]) C. l. p. 122.

Pechblende 0,3 und Hohofengalmei 0,8 Theile Blei. Erfahrungsmässig oxydirt 1 Theil Salpeter 4—5 Theile Blei. Eine passende Beschickung besteht aus 10 Grm. Erz, 20 Grm. Salpeter, 20 Grm. Glätte und 30 Grm. kohlensaurem Natron. Das Schmelzen der Probe muss in einem zweckmässigen Tiegel unter einer Kochsalzdecke vorgenommen werden.

Vergleichu dieser Pro mit der A siedeprob

Dieses Verfahren steht bei reicheren Erzen etc. der Ansiedeprobe in Betreff der Genauigkeit nach, indem sich bei der Tiegelschmelzung einzelne Theile des Probirgutes der Entsilberung leicht entziehen und gewöhnlich grosse Bleimengen erfolgen, welche bei dem länger dauernden Abtreiben grössere Silberverluste nach sich ziehen. Auch ist die Ansiedeprobe, namentlich wenn viele Proben zu machen sind, bequemer. Dagegen eignet sich diese Methode für sehr silberarme Schwefelungen, wie noch später gezeigt werden wird.

Pettenkofe Verbesseru gen.

Pettenkofer[1]) erhielt mittelst der Tiegelprobe auch bei reicheren Silbererzen eben so viel Silber, als bei der Ansiedeprobe bei folgendem Verfahren: Bei einem Silbergehalt bis 6 Loth nimmt derselbe auf 1 Ctr. Probirgut 3 Theile Bleizucker (pag. 43) und 2 Theile Potasche, bei mehr als 6—8 Loth Silber nur $1/2$ Ctr. Probirgut auf 3 Theile Bleizucker und 2 Theile Potasche. Um die Probe noch leichtflüssiger zu machen, kann man statt der Potasche ein Gemenge von Potasche und Soda anwenden, welches zuvor aus gleichen Theilen beider zusammengeschmolzen ist. Ein Zusatz von Glaubersalz erweist sich immer günstig, indem dessen Sauerstoffgehalt den überschüssigen Kohlenstoff verzehrt, das gebildete Schwefelnatrium die Schlacke dünnflüssig macht und die entsilberten Schwefelungen aufnimmt.

Die beste Beschickung für ein mehr als 6 — 8 Lth. Silber im Ctr. haltendes Probirgut ist demnach: $1/2$ Ctr. Erz, 3 Ctr. Bleizucker, 1 Ctr. Potasche, 1 Ctr. Soda und 25 Pfd. entwässertes Glaubersalz. Man erhitzt die mit einer Kochsalzdecke versehene Probe bei bedecktem

---

[1]) Bgwfd. XI, 49; Polyt. Centr. 1846. p. 514; *Dingl.* C. 459.

Tiegel (Bd. I. Taf. VII. Fig. 140) anfangs gelinde (12—15 Min.), bis sich keine Reaction in der fliessenden Masse mehr kund gibt, dann erzeugt man 15—20 Minuten lang eine schwache Weissgluth, nimmt den Tiegel heraus, stösst ihn auf und lässt ihn erkalten.

ltschmelz-probe. d) Schmelzen des gerösteten Erzes etc. mit Bleiglätte und schwarzem Fluss. Diese Methode gibt stets einen geringeren Silbergehalt, als die vorigen Proben, indem sich beim Rösten Silber verflüchtigt. Nach *Malaguti's* und *Durocher's*[1]) Versuchen verlor beim Rösten Blende bis $^3/_4$, Bleiglanz $^1/_4$—$^1/_3$, Schwefelkies $^1/_1$ des Silbergehaltes.

2) Proben für silberarme Erze und Producte.

gemeines. Im Allgemeinen kommen hierbei die sub 1 erwähnten Methoden in Anwendung, nur pflegt man grössere Quantitäten Probirgut zu mehreren Malen einzuwägen und die erhaltenen Bleikönige gemeinschaftlich zu verschlacken und abzutreiben.

e für kie-ge Erze. a) Die Erze etc. enthalten viel Schwefelungen, Arsen- und Antimonverbindungen. Für derartige Verbindungen (z. B. Schwefelkiese, Arsenkiese, Blenden etc.) empfiehlt sich die p. 47 sub c angegebene Probirmethode; die Ansiedeprobe pag. 44 gibt nur dann gute Resultate, wenn völlig silberfreies Probirblei zu Gebote stehet; auch ist sie, wenn man eine grössere Anzahl Proben verschlacken muss, bisweilen umständlicher.

Sehr silberarmen Bleiglanz schmilzt *Berthier* mit 30—40% Salpeter und 100% kohlensaurem Natron oder besser 100% Glätte. *Malaguti* und *Durocher* wenden auf 2 Grm. Bleiglanz 3 Grm. schwarzen Fluss, 0,2 Grm. Eisenfeilspäne und 10 Grm. kohlensaures Natron oder 1 Grm. Salpeter, 15 Grm. silberarme Glätte (pag. 43) und 10 Grm. Soda an, um einen silberhaltigen Bleikönig zu erhalten.

be für er-Substan-zen. b) Die Erze enthalten viel erdige Beimengungen. Derartige Substanzen (Aufbereitungsabgänge,

---

[1]) C. l. p. 9.

Schlacken etc.) lassen sich in folgender Weise untersuchen:

α) Nach *Bauersachs'* Methode wiegt man (z. B. für Fluthafter auf den Harzer Hütten) 8—16 Ctr. Probirgut einzeln ab, beschickt einen jeden mit Potasche und etwa 10 Pfd. Kohlenstaub, streut auf die Probe 1 Ctr. Kornblei, lässt bei einer Kochsalzdecke etwa 1 — 1½ Stunden schmelzen, dann etwas abdampfen (Bd. II. p. 3), gibt abermals eine ¼stündige starke Hitze und nimmt die Probe heraus. Die erhaltenen 8—16 Könige werden allmählig bis zu einem König verschlackt und dieser dann abgetrieben. Gleichzeitig verschlackt man 8 — 16 Ctr. Probirblei und bringt den gefundenen Silbergehalt von dem der Probe in Abzug.

Statt des Kornbleies und der Potasche lässt sich vortheilhafter ein Gemenge von Glätte (8 — 10 Ctr.) und schwarzem Fluss anwenden. In Freiberg beschickt man 2 Ctr. arme Schlacken mit 3 Ctr. schwarzem Fluss und 5—8 Ctr. Probirblei, bedeckt die Beschickung mit 3 Ctr. Kochsalz und gibt ein 3stündiges Windofenfeuer.

β) Die Probe (z. B. arme Erze, After in Freiberg) wird 20—30fach eingewogen, angesotten, die Könige durch Verschlacken zu einem Regulus concentrirt und dieser abgetrieben. Das Freiberger Probirblei enthält nur Spuren Silber, die für eine einzelne Probe ohne Nachtheil sind; bei den Afterproben muss man aber den Silbergehalt desselben bestimmen und abziehen.

Bei sehr geringem Silbergehalt reichert man denselben wohl durch Schmelzen des Probirgutes mit silberfreiem Schwefelkies in einem Rohstein an, der wie gewöhnlich verschlackt und abgetrieben wird.

Die Rohsteinprobe wird in der Weise angestellt, dass man 1 Theil Erz etc. mit ½—1 Theil Schwefelkies, 1 Theil Boraxglas, 1 Theil Fenster- oder Bouteillenglas und $1/10$ Theil Colophonium mengt, mit Kochsalz bedeckt, und in einer bedeckten Probirtute ½ Stunde lang in der stark geheizten Muffel oder ¾ Stunden lang im Windofen erhitzt. Der erfolgende Rohsteinkönig wird mit 8 Bleischweren verschlackt.

γ) Bleihaltige Substanzen (z. B. Oberharzer Blei schlacken) schmilzt man wohl auf gewöhnliche Weise in Quantitäten von 2—4 Ctr. mit Potasche, Kohlenstaub und Borax bei einer Kochsalzdecke drei- oder vierfach : Stunden lang und verschlackt die erfolgenden Bleikönig gemeinschaftlich. Dieses Verfahren ist weniger genau als die vorhergehenden.

δ) Zu Przibram schmilzt man 1 Probircentner[1]) Erz schlacken mit 9—10 Ctr. Glätte und 80 Pfd. Quarz ohne alle weiteren Zuschläge und treibt den König ab.

Sollen die Schlacken auf ihren Lechgehalt untersucht werden, so schmilzt man sie nach Art einer Rohstein probe (§. 51) mit metallischem Kupfer zusammen. De Lechkönig löst sich dann leicht von der Schlacke ab und ergibt nach Abzug des angewandten Kupfers den Lech gehalt.

en für sil- altige Le- rungen.

II. Verfahren für silberhaltige Legirungen.

1. Silberhaltiges Blei (Werkblei, Frischblei) und Wismuth werden in Quantitäten von 1—4 Ctr. abge trieben. Bei geringem Silbergehalt nimmt man mit einem grösseren Quantum zuvor eine Verschlackung vor.

2. Silberhaltiges Zinn und Zink werden oxydirt dann mit 16 Theilen Kornblei und 4 Theilen Borax an gesotten oder mit Glätte und schwarzem Fluss geschmolzen

3. Silberhaltiges Stabeisen, Roheisen und Stah werden mit Salpetersäure oxydirt und das getrocknete Oxyd mit 8—12 Kornblei, 2—3 Borax und 1 Glaspulver angesotten.

4. Silberhaltiges Kupfer. (Gaarkupfer, Schwarz kupfer, Kiehnstöcke, Tomback, Messing etc.). ½—1 Ctr zerkleintes Probirgut wird mit dem 16—32fachen Korn blei angesotten und abgetrieben. Bei Gaarkupfer und Schwarzkupfer genügen meist auf ½ Ctr. davon 8—9 Ctr. Kornblei (Harzer Hütten).

5. Kupferhaltiges Silber (legirtes Silber). Bei

[1]) Der auf österr. Civilgewicht beruhende verjüngte Probircentner = 6,8517 Gramm.

derartigen Proben (Barrenproben, Münzproben, Feinproben[1])) bestimmt man zunächst durch eine vorläufige Probe (mittelst des Probirsteins[2]) oder durch Abtreiben mit einer hinreichenden, bis 17fachen Menge Blei) den ungefähren Silbergehalt und ersieht danach aus Tabellen,[3]) welche Bleimenge zum Abtreiben erforderlich ist. Nimmt man zu wenig Blei, so wird nicht alles Kupfer weggeschafft, es entsteht zähe Glätte, welche nicht gehörig von der Kapelle eingesogen wird, sondern das Metallbad überzieht (Ersaufen der Probe); bei zu viel Blei zieht sich das Treiben in die Länge und der Silberverlust steigt. Die Verwandtschaft des Kupfers zum Silber macht eine grössere Bleimenge erforderlich, als wenn reines Kupfer allein absorbirt werden soll. 16löthiges Silber bedarf an Blei das 0,3fache, 15löthiges etwa das 3fache, 14löthiges das 7fache, 12löthiges das 10fache, 11löthiges das 12-fache, 9löthiges das 14fache und 8—1löthiges das 16—17fache.

Um ein rundes Korn zu erhalten, bedarf selbst reines Silber eines kleinen Bleizusatzes. Da die Kapelle erfahrungsmässig etwa eben so viel Glätte einzusaugen vermag, als ihr eigenes Gewicht beträgt, so lässt sich ungefähr die Grösse der anzuwendenden Kapelle bestimmen, wenn man die ungefähre Zusammensetzung der Legirung kennt.

Man thut auf die abgeäthmete, stark glühende Kapelle entweder zuerst das in ein Papier (Skarnitzel) oder in Bleifolie gewickelte Probirgut, bringt dieses zum Glühen und setzt dann das Blei in einem Stücke nach (Oberharz), oder thut zuerst das Blei und wenn dieses antreibt,

---

[1]) Die Probirkunst, ein unentbehrliches Handbuch für Münzwardeine, Gold- und Silberarbeiter etc. Nach *Chaudet* l'art de l'essayeur deutsch von *Hartmann* 1838.

[2]) Chemische Probe mittelst des Probirsteins. Mittheil. d. Hann. Gew. Ver. 1835. p. 297.

[3]) *Bodem.*, Probirkunst 1845. p. 133. — *Karst.* Arch. 1. R. II. a. 194, 196; XI, 56.

das Probirgut in die Kapelle (Unterharz),[1]) oder setz
erst einen Theil Blei auf, sodann wenn dieses treibt, das i
Papier gewickelte Probirgut und zuletzt, wenn das Papie
verbrannt ist, den andern Theil Blei. Sobald die Prob
bei hoher Temperatur (zugelegter Muffelmündung un
geöffneten Zügen) ins Treiben gekommen ist, erniedrig
man die Temperatur, treibt möglichst kühl und steige
die Hitze erst beim Herannahen des Blickes allmähli
Man regelt die Temperatur der Kapelle dadurch, da
man die Züge mehr oder weniger verschliesst, die Prob
mehr vorn oder hinten in die Muffel zieht oder mit de
Kühleisen kühlt. Die Bildung von Federglätte und da
Wirbeln des Bleirauches deutet auf eine richtige Temp
ratur.[1]) Schleicht der Bleirauch dicht über die Kapelle
hin und bildet sich ein Glätterand, so geht's zu küh
steigt er gerade in die Höhe, ohne zu wirbeln, so geht
zu heiss. Man macht immer nur eine Probe und ei
Gegenprobe und lässt dieselben, damit sie nicht spratze
allmählig abkühlen. Beim Auswägen wird der Silbe
gehalt des Probirbleies gewöhnlich nicht berücksichtig
Man bedient sich entweder des Grammgewichtes od
des Markgewichtes und nimmt 1 Mark wohl = $^1/_4$ Probi
centner, also etwa $^1/_{16}$ Loth Cölln. = 256 Richtpfennige
(1 Mark = 16 Loth à 18 Grän oder 16 Denär; 1 Gram
= 280,7564 Richtpfennigen). Das Auswägen geschieht b
auf $^1/_4$ Grän. Probe und Gegenprobe dürfen höchster
$^1/_2$ Grän differiren.

In der frühern Münze zu Clausthal nahm man zu
Tiegelprobe auf 4 Loth Probirgut (nahe 12 löthig) 42 Lot
Blei, zur Stockprobe das Doppelte von beiden; beim Probire
von Brandsilber (mit durchschnittlich 15 Loth 16 Grän
auf 4 Loth Probe 16 Loth Blei. Am Unterharze nimm
man auf 16 Loth Blicksilber und Brandsilber (mit 15 Lot
bis 15 Loth 12—14 Grän) 40—50 Loth Blei. In Frei
berg treibt man Brandsilber, Blicksilber, Amalgamirsilbe
etc. mit 11—12 Loth Feingehalt in Quantitäten von
Mark mit 5—16 Bleischweren ab.

[1]) *Levol*, über einige Erscheinungen bei der Kupellation gold- un
siberhaltiger Legirungen. *Dingl.* XCVIII, 285.

Das Aussehn der Kapelle lässt häufig auf die Qualität der Beimengungen im Probirgute schliessen. Bei reinem Blei hat die Kapelle eine stroh- bis orangegelbe Farbe; Kupfer veranlasst eine grüne oder dunkel braune Farbe; Eisen gibt einen dunklen Fleck, hauptsächlich kurz nach dem Anfange der Operation, auch Veranlassung zu einem dunklen Ring; Zink hinterlässt einen gelblichen Fleck, bewirkt während des Prozesses eine leuchtende weisse Flamme und reichlichen Dampf, wobei ein nicht unbedeutender Silberverlust stattfindet; Zinn bildet eine graue und Antimon eine lockere gelbe Schlacke, welche die Kapelle zum Bersten bringt. Letztere Metalle erfordern zur gehörigen Oxydation eine reichliche Menge Blei.

6. Silberhaltiges Gold und Platin. Man ermittelt nach später anzugebenden Proben Gold und Platin und bestimmt das Silber durch die Differenz.

B. Proben auf nassem Wege.

1) Proben mit titrirten Flüssigkeiten.

Maassanalytische Probe

a) *Gay-Lussac's* Verfahren [1]) mit titrirter Kochsalzlösung. Dasselbe ist aus bereits angeführten Gründen (pag. 42) für silberreiche Legirungen, welche sich leicht in Auflösung bringen lassen, sehr geeignet. Man löst ein bestimmtes Gewicht des Probirgutes in Salpetersäure auf und fällt das Silber mittelst einer titrirten Kochsalzlösung aus, aus deren verbrauchten Menge sich der Silbergehalt ergibt. 100 Cubikcentimeter der Normallösung fällen 1 Grm. Silber. Zur Erhöhung der Genauigkeit der Probe trägt es bei, dass man den Silbergehalt des Probirgutes durch eine Kapellenprobe vorher ermittelt. Diesem entsprechend fällt man mit der Normallösung das Silber nahe aus, vollendet aber die Fällung mit einer 10mal

---

[1]) *Gay-Lussac*, vollständiger Unterricht über das Verfahren, Silber auf nassem Wege zu probiren. Aus dem Franz. übersetzt von *Liebig*. Braunschweig 1833. — *Bodem.*, Probirkunst 1845. p. 139. *Bolley's* Handbuch der techn.-chem. Untersuchungen. Frauenfeld 1853. p. 205.

verdünnten Kochsalzlösung (Zehntlösung), von welcher 1 Liter 1 Gramm Silber fällt.

b) *Jordan's*[1]) Verfahren beruht auf denselben Grundsätzen, als das Gay-Lussac'sche, ist jedoch weniger bequem anzuwenden.

c) *Schoffka*[2]) löst eine gewogene Menge kupferhaltiges Silber in Salpetersäure, neutralisirt und setzt eine titrirte Cyankaliumlösung so lange hinzu, bis ein schwacher rothbrauner Kupferniederschlag entsteht, der beim Schütteln nicht mehr verschwindet.

2) Sonstige Proben.

a) Silberärmere Erze etc., welche viel Schwefelungen enthalten, werden mit Schwefelsäure zur Trockne gedampft, unter Zusatz von etwas Kochsalz und Schwefelsäure die trockne Masse mit Wasser ausgelaugt und der getrocknete Rückstand, in welchem sich das Silber als Chlorsilber findet, mit Blei angesotten.

Statt mit Schwefelsäure lässt sich das Probirgut auch durch Königswasser zersetzen.

b) Geröstete Amalgamirerze untersucht man in Freiberg dadurch auf ihren Gehalt an unverchlortem Silber, dass man einen Theil des Erzes zu verschiedenen Malen mit concentrirter Kochsalzlösung digerirt, den Rückstand mit Wasser auslaugt und im getrockneten Zustande mit Blei ansiedet.

C. Quantitative Löthrohrproben.

er's quantive Löthproben.

Nach *Plattner*[3]) lassen sich folgende Proben anstellen:

1) Silberhaltige Erze und Hüttenproducte, welche keine Legirungen sind.

Das Probirgut wird mit feingesiebtem, möglichst silberfreiem Probirblei und Boraxglas angesotten und das

---

[1]) *Pogg.* Ann. XXXIV. 46. *Bodem.* c. l. p. 148.

[2]) Bgwfd. XI. 488.

[3]) *Plattner*, Löthrohrprb., 1853, p. 526.

dabei erfolgende Werkblei in zwei Perioden (Haupt- und Feintreiben) auf einer Kapelle abgetrieben. Dabei kommen folgende einzelne Operationen vor:

a) Beschicken. Die Menge des anzuwendenden Boraxglases richtet sich nach der Strengflüssigkeit der Probesubstanz, gewöhnlich genügt für strengflüssige Proben (Schwefelkies, Arsenikkies, Nickel- und Kobalterze) ein gehäuftes Löffelchen (Bd. I, Taf. VII, Fig. 156) voll oder auf 1 Probircentner (100 Milligr.) Probemehl etwa 1 Ctnr. Boraxglas.

Die Grösse des Bleizusatzes richtet sich nach dem Gehalte des Erzes etc. an schwer verschlackbaren und abtreibbaren Substanzen, namentlich an Nickel und Kobalt. Sind nicht über 7% Cu und 10% Ni vorhanden, so genügen für 1 Probircentner Probemehl 5 Ctr. Probirblei; bei 12—30% Cu (Bournonit, Eukairit, Zinnkies) 7 Ctr. Blei; bei 30—50% Cu (Silberkupferglanz, Kupferkies, Kupferwismutherz, Fahlerz, Kupferblende, Tennantit, Kupferstein) 10 Ctr. Blei und ebensoviel bei 10—40% Ni, Co und Cu (Bleispeise) und 40—50 % Ni und Co (Kobaltspeise); bei 65 — 70% Cu (Buntkupfererz und Kupferindig) 12 Ctnr. und bei 80% Cu (Kupferglanz) 15 Ctnr. Probirblei. 1 Ctnr. Molybdänglanz bedarf zur vollständigen Zersetzung $1^1/_2$ Ctnr. Soda, $1^1/_2$ Ctnr. Boraxglas und 5 Ctnr. Blei; Glätte und Abstrich, weil sie hinreichend bleihaltig sind, auf 5 Ctnr. $^1/_2$ Löffelchen Soda und $^1/_2$ Löffelchen Borax.

Dürrerze, geröstete Bleierze und Silbererze, Amalgamir- und Extractionsrückstände, Chlor-, Brom-, Jod- und Bromchlorsilber, Silberschwärze, Heerd, silberhaltige Schlacken und silberhaltiges Gekrätz wird in Quantitäten von 1—2 Ctnr. jeder Ctnr. mit 5 Ctnr. Kornblei und einem Löffelchen voll Borax angesotten und das Werkbleikorn mit oder ohne Zusatz von Blei abgetrieben. Das Probirblei wird auch wohl abgemessen. (Bd. I, Taf. VII, Fig. 154.)

Die in der Mengkapsel (Bd. I, Taf. VII, Fig. 155) mittelst des Löffelstiels gemengten Ingredienzien werden mit einem Pinsel in einen unten geschlossenen Cylinder

von Sodapapier gestrichen, dieser hierauf geschloss und entweder in die cylindrische Vertiefung einer mittel des Köhlenbohrers auf dem Querschnitt ausgebohrt Kohle oder in einem etwas mehr als gewöhnlich ausg weiteten Kohlentiegel (Bd. I., Taf. VII, Fig. 153) ei gedrückt, der dann auf einen Bimsteincylinder geset wird. Zwischen Tiegelwand und Sodapapiercylinder mu ein kleiner Zwischenraum bleiben.

b) Ansieden. Mittelst einer schwachen Reductio flamme zerstört man den oberen Theil des Papiercylinde bedeckt dann die ganze Probe unter öfterem Wenden z Ansammlung der Bleikörnchen so lange mit einer stark 30—35° geneigten Reductionsflamme (Bd. I, Taf. VII, F 154), bis die mit derselben bedeckt gewesene Schlac eine Kugelform annimmt, vollkommen dünnflüssig und f von Bleikörnern wird. Unter solchen Umständen hat si alles Silber im Blei angesammelt, die erdigen Bestan theile haben sich verglast und das Ansieden ist beendi wenn das Erz etc. keine flüchtigen Substanzen e hielt. Ist dieses der Fall, so leitet man, um die flüch gen Substanzen zu verflüchtigen und leicht oxydir- u verschlackbare Metalle (Fe, Sn, Co) zu entfernen, d Oxydationsflamme in etwas weiterer Entfernung so lan auf das Bleikorn, bis dasselbe weiss wird, in rotiren Bewegung geräth und das verschlackte Bleioxyd unt lebhaftem Brausen in Berührung mit Kohle sich wied reducirt. Kupfer, Schwefel und Antimon enthaltendes Wer blei zeigt keine weisse Farbe und muss beim Abtreib noch mit etwas Blei versetzt werden.

Das beim Neigen der Kohle an die Seite gegange Bleikorn lässt man erkalten, fasst dasselbe mit ein Stahlzange, bricht es von der Schlacke los, befreit es, Papier gewickelt, von dieser vollständig durch einige lei Hammerschläge auf dem Stahlambos und schlägt es a diesem zu einen kleinen Würfel.

c) Haupttreiben. Man schlägt in einem Kapell eisen aus gesiebter Knochenasche, mittelst einiger leich Hammerschläge auf den Bolzen, eine Kapelle, setzt d Kapelleneisen auf den Halter (Bd. I, Taf. VII, Fig. 16

äthmet die Kapelle ab, setzt das Werkblei mitten darauf, treibt mit einer scharfen, das Korn berührenden Oxydationsflamme an und leitet dann anhaltend eine 30° geneigte, durch tieferes Eintauchen der Löthrohrspitze erzeugte, recht feine blaue Flamme (Bd. I, Taf. VII, Fig. 160) so aufs Werkblei, dass dasselbe in mässiger Rothgluth erhalten, aber nicht von der Flamme berührt wird und die sich bildende Glätte um das treibende Blei herum erstarrt. Bei zu hoher Temperatur verdampft das Blei und die Glätte zieht sich in die Kapelle, bei zu wenig Hitze häuft sich die Glätte zu stark an und die Probe hört auf zu treiben, sie erfriert. Hat sich bei richtig geleiteter Temperatur die Glätte stark angehäuft, so bringt man das Korn durch Drehen des Kapelleneisens auf eine andere Stelle und setzt das Treiben so lange fort, bis dasselbe etwa die Grösse eines kleinen Senfkorns erreicht hat. Dann lässt man das concentrirte Werkbleikorn allmählig erstarren, trennt dasselbe mit Hülfe der Pincette von Glätte und Knochenmehl und schlägt es breit.

d) Feintreiben. Das Werkbleikorn wird mehr an den Rand einer abgeäthmeten, möglichst glatten, mit geschlämmtem Knochenmehl überzogenen Kapelle gelegt, mittelst einer so viel als möglich niederwärts gerichteten Oxydationsflamme zum Treiben gebracht und dann der Umkreis um das Korn mit einer 40—45° geneigten Flamme dadurch fortwährend ins Glühen versetzt, dass man den Halter langsam im Kreise dreht (Bd. I, Taf. VII, Fig. 161). Die Hitze muss so stark sein, dass das Blei fortwährend treibt und die Glätte in die Kapelle einzieht. Sobald die Oberfläche des Silbers mit reiner Farbe zum Vorschein kommt, entfernt man die Probe langsam von der Flamme, lässt sie, um das Spratzen zu vermeiden, langsam erstarren und hebt das Silberkorn mittelst einer spitzen messingnen Pincette von der Kapelle ab.

e) Gewichtsbestimmung. Das von 1 Probircentner Schmelzgut erhaltene Silberkorn wird entweder bei hinreichender Grösse (16 Lth.) gewogen, oder, ist es hierzu zu klein, so zwischen die beiden convergirenden Linien eines elfenbeinernen Maassstabes gebracht, dass dasselbe genau von

denselben tangirt wird; eine zur rechten Seite stehende Eintheilung gibt alsdann den Silbergehalt in Procenten an. Es erfordert Uebung, das möglichst runde Silberkorn mit Hülfe der Loupe richtig zu legen. Kupferhaltige Silberkörner pflegen nicht rund zu werden; um dies zu bewirken, muss man sie auf einer neuen Stelle der Kapelle mit $^1/_4$—1 Ctnr. Blei feintreiben. Auch kann noch eine Correction des gefundenen Silbergehaltes in Bezug auf den Kapellenzug (p. 41) vorgenommen werden.

2. Silberhaltige Legirungen.

a) Silberreiche Substanzen (Gediegen Silber, Blick-, Brand-, Raffinat-, Cement-, Amalgamirsilber, Silbermünzen) werden bei unbedeutendem Kupfergehalte mit 1 Ctnr. Probirblei und $^1/_2$ Löffelchen voll Boraxglas, kupferreichere mit 2—5 Ctnr. Blei und $^1/_2$ Löffelchen Boraxglas in einer Kohlengrube oder im Kohlentiegel mit der Reductionsflamme so lange behandelt, bis vollkommener Fluss eingetreten ist, das Blei in treibende Bewegung geräth und keine Bleikügelchen mehr in der Schlacke zu bemerken sind. Mit dem Werkbleikorn nimmt man je nach der Grösse entweder ein Haupttreiben oder gleich ein Feintreiben vor.

b) Silberarme Substanzen werden, wenn sie zum Abtreiben fähig sind (Werkblei, Frischblei, silberhaltiges Wismuth), in Quantitäten von 2—5 Ctnr. gleich abgetrieben. — Kupfer- und nickelhaltige Substanzen (Schwarzkupfer, Gaarkupfer, Messing, Argentan Kupfermünzen etc.) siedet man in Quantitäten von $^1/_2$ Ctnr. mit 10 Ctnr. Probirblei und einem Löffelchen voll Boraxglas mit der Reductionsflamme im Sodapapiercylinder an und treibt das erhaltene Werkbleikorn, indem man nöthigenfalls beim Feintreiben noch etwas Blei zusetzt, ab. — Enthält die Substanz neben Kupfer noch Zinn (Glockenmetall, Kanonengut etc.), so siedet man 1 Ctr mit 5—15 Ctr. Blei (je nach dem Kupfergehalt), 50 Milligrm Soda und 50 Milligrm. Borax in der Reductionsflamme an lässt zur Oxydation des Zinns die Oxydationsflamme einige Zeit aufs Blei wirken und behandelt das erstarrte Korn

wohl noch auf Kohle mit etwas Boraxglas, bis das Blei eine blanke Oberfläche zeigt und zum Abtreiben fertig ist. — Aus silberhaltigen Quecksilberverbindungen (Silberamalgam, silberhaltigem Quecksilber) scheidet man durch Erhitzen im Glaskölbchen das Quecksilber ab und siedet den Rückstand von 1 Ctnr. Probirgut je nach seinem Kupfergehalt mit 1 — 3 Ctnr. Probirblei und Borax an. Haftet der Rückstand fest am Glase, so behandelt man ihn sammt dem abgeschnittenen Glase mit Blei und $1/2$ Löffelchen Soda. — Silberhaltiges Eisen oder Stahl wird durch Zusammenschmelzen von 1 Ctnr. davon mit $1/2$ Ctnr. Schwefelblumen, 8 Ctnr. Probirblei und 1 Löffel Boraxglas im Sodapapiercylinder in Schwefeleisen verwandelt und dann bei wiederholtem Boraxzusatz so lange mit einer kräftigen Oxydationsflamme behandelt, bis aller Schwefel entfernt ist und das Werkblei eine blanke Oberfläche zeigt. Dann folgt ein Abtreiben wie gewöhnlich. Von Verbindungen des Silbers mit Tellur, Antimon und Zink wird 1 Ctnr. mit 5 Ctnr. Blei und etwas Borax auf Kohle in der Reductionsflamme zusammengeschmolzen, dann das Bleikorn mit der Oxydationsflamme behandelt, wobei sich die Beimengungen entweder ganz oder theilweise verflüchtigen. Das gereinigte Werkblei wird sodann abgetrieben. Bei Tellursilber muss gewöhnlich das Haupttreiben mit jedesmal 5 Ctnr. Blei mehrmals wiederholt werden.

§. 22. Silbergewinnungsmethoden.[1]) Die Gewinnung des Silbers erfordert gewöhnlich complicirte Processe, weil sich dasselbe in den meisten Fällen in seinen Erzen in der Verbindung mit andern Mineralkörpern verbirgt, welche zuvor entfernt werden müssen, ehe das Silber zum Vorschein kommt. Im Allgemeinen sind zur Darstellung des Silbers folgende drei Methoden in Anwendung, deren Auswahl sich hauptsächlich nach der Beschaffenheit der Erze richtet, nämlich:

Schwierigkeiten bei der Silbergewinnung.

Methoden der Silbergewinnung.

---

[1]) *Karsten* über den jetzigen Zustand der Verfahrungsmethoden zur Darstellung des Silbers aus seinen Erzen. *Karstens* Arch., 2 R. XXV. 174. B. u. H. Ztg. 1852, p. 73, 815.

berg, Ungarn, Sibirien, Altai, Siebenbürgen etc.) absichtlich erzeugt, oder beim Verschmelzen silberhaltiger Blei- und Kupfererze gefallen sind. (Oberharz, Unterharz, Freiberg, Müsen, Victor Friedrichshütte etc.)

A. Behandlung des ungerösteten Roh- oder Kupfersteines mit metallischem Blei.

1. Eintränkarbeit (der geschmolzene Stein wird in flüssigem Blei umgerührt). Ungarn, Siebenbürgen, Sibirien.

2. Hydrostatisches Schmelzen oder Schmelzen durch die Bleisäule (der geschmolzene Stein steigt in einer Säule flüssigen Bleies in die Höhe). Müsen, Versuche auf den Altaischen und Oberharzer Hütten.

B. Verschmelzen des ungerösteten Kupfersteines mit bleiischen Producten. Müsen, Oeblarn.

C. Verschmelzen des gerösteten Rohsteines mit ungerösteten Bleierzen (Sala) oder mit gerösteten Bleierzen (Freiberg) oder mit Producten von der Treibarbeit (Kongsberg).

D. Verschmelzen des ungerösteten Bleisteins mit ungeröstetem Bleiglanz und Eisen. Tarnowitz.

E. Verschmelzen des gerösteten Bleisteins mit Eisen. Oberharzer Bleisteinarbeiten.

F. Verschmelzen des gerösteten Bleisteines ohne besondere Entschwefelungsmittel. Unterharzer, Freiberger und Andreasberger Bleisteinarbeiten.

3. Kapitel. Bleiarbeit mit silberhaltigem Schwarzkupfer (Saigerung). Oberharz, Unterharz, älteres Verfahren im Mansfeldschen, zu Grünthal in Sachsen, verbesserter Saigerprozess zu Fahlun.

2. Theil. Abscheidung des Silbers aus silberhaltigem Blei.

1. Kapitel. Abtreibprozess behuf Darstellung von Blicksilber.

A. In Treiböfen mit unbeweglichem Heerd. Oberharz, Unterharz, Freiberg, Tarnowitz, Müsen, Ungarn etc.

B. In Treiböfen mit beweglichem Heerd. England, Belgien, Stolberg bei Aachen etc.

zuletzt ein für die Saigerung passendes Kupfer zu erhalten. Durch wiederholtes Rösten und Verschmelzen des Kupfersteins mit bleiischen Substanzen umgeht man zwar die Saigerung, allein die Entsilberung des Steines findet unvollständiger statt.

Wenngleich das Verhalten des Silbers, Kupfers und Bleies zum Schwefel, worauf dieser Prozess hauptsächlich beruht, seit dem Anfange dieses Jahrhunderts genau bekannt ist, so ist man doch nicht im Stande gewesen, die Unvollkommenheiten dieses an die Kindheit der Metallurgie erinnernden Processes in gewünschter Weise zu beseitigen. Aus diesem Grunde hat man sich neuerdings zur Verarbeitung silberhaltiger Kupfererze und Hüttenproducte mit mehr oder weniger günstigem Erfolge den sub 2 und 3 angeführten Processen zugewandt.

Verbleiung weise für d verschieden Silbererz

Reiche Silberdürrerze setzt man am besten beim Abtreiben des Werkbleies zu; arme *Silbererze*, welche kein Metall enthalten, welches als Ansammlungsmittel für das von der Schlacke abgeschiedene Silber dienen kann, werden — da das Blei ein zu kostbares Mittel wäre, um als Vehikel für das Silber zu dienen — zuvor mit Schwefelkies geschmolzen, wobei sich die erdigen Bestandtheile verschlacken, der Silbergehalt aber in dem Schwefeleisen (Rohstein) concentrirt wird (*Roharbeit*), welches man dann mit Blei behandelt. Da die Silbererze meist von silberhaltigen Kupfererzen nicht ganz frei sind, so wird der Rohstein kupferhaltig, und solcher Stein lässt sich dann durch Blei nur unvollständig entsilbern. Auch trägt der Kupfergehalt stets zur Verwickelung der Schmelzprocesse bei. Die Verschlackung des Silbers bei der Roharbeit wird durch die grosse Verwandtschaft des Schwefels zum Silber verhindert.

Nach *Karsten* [1]) lassen sich arme, kupfer- und silberhaltige Silbererze mit 1 Lth. Silber in 100 Pfd. Erz oder mit 0,03125% Silber unter besonders günstigen Umständen (z. B. bei geringen Grubenkosten, in Verbindung mit anderen reicheren Erzen etc.) noch mit Vortheil auf Silber

[1]) *Karsten*, System der Metallurgie. V. 650. 1832.

verarbeiten. Bei einem gleichzeitig nutzbaren Kupfer gehalt oder Bleigehalt der Erze lässt sich das Silber of noch mit Vortheil ausziehen, selbst wenn dessen Gehal unter resp. $^1/_3$ und $^1/_5$ Lth. im Ctnr. Erz sinkt. Silber ha einen etwa 80 mal höhern Werth als Kupfer und eine 400 mal höhern Werth als Blei.

treiben des Silbers.

Das auf die eine oder andere Weise erhaltene silber haltige Blei (**Werkblei**) wird bei nicht zu geringem Sil bergehalte durch einen seit Jahrtausenden in Ausführun gekommenen Oxydationsprocess (das **Abtreiben**) zerleg oder zuvor bei einem geringen Gehalt an Silber diese durch den neueren *Pattinson*'schen **Krystallisations process** im Blei angereichert. Die in neuerer Zeit vo *Parkes* vorgeschlagene **Entsilberung des Werkbleie** durch Zink statt durch Abtreiben verspricht grosse Vor theile, hat aber eine ausgedehnte Anwendung bislang noch nicht gefunden, indem ein Rückhalt von Zink im Blei als ein Uebelstand dabei zu betrachten ist.

attinson's Parkes Process.

lgamation.

2) **Die Amalgamation**, die Ausziehung des Silbers durch Quecksilber auf nassem Wege, welche sich auf die Leichtigkeit gründet, mit welcher sich das Quecksilber mit dem Silber zu einem Amalgam vereinigt, aus dem ersteres Metall durch Glühen abgeschieden werden kann. Dieser Process soll um die Mitte des 16. Jahrhunderts in Mexico erfunden sein; er wurde erst in der zweiten Hälfte des 17. Jahrhunderts in Europa bekannt und im 8. Jahrzehnt des vorigen Jahrhunderts von *Born* in Un garn und von *Gellert* in Freiberg eingeführt.

leichung Amalgama- mit der bleiung.

Dieses Verfahren verdient den Vorzug vor dem vori gen bei hohen Preisen des Brennmaterials und bei silber ärmeren Dürrerzen oder bleifreien Kupfererzen und kupfer haltigen Zwischenprodukten (Kupferstein, Schwarzkupfer). Durch vorheriges Schmelzen silberarmer erdiger Erze mit Schwefelkies (**Roharbeit**) lässt sich der Silbergehalt im Schwefeleisen (**Rohstein**) anreichern. Nur die eigentli chen Silbererze pflegt man direct der Amalgamation zu unterwerfen; bei silberhaltigen Kupfererzen concentrirt man das Silber im Kupferstein oder Schwarzkupfer und amalgamirt diese Producte. Es bietet die Amalgamation

rbleiung. 1) Das Verbleien silberhaltiger Erze und Hüttenprodukte. Man erzeugt durch Zusammenschmelzen dieser Substanzen mit metallischem Blei, Bleioxyd oder Bleierzen, insofern die Erze nicht schon Blei enthalten, silberhaltiges Blei (Werkblei), welches zur Abscheidung des Silbers entweder sofort abgetrieben oder bei einem geringen Silbergehalt zuvor nach *Pattinson's* Methode angereichert wird. Die Vortheile, welche dieses Verfahren im Verhältniss zu den andern Gewinnungsmethoden des Silbers darbietet, sind hauptsächlich von den Preisen des Brennmaterials und des Bleies abhängig, wenn solches nicht in den Erzen vorhanden ist. Der bei weitem grösste Theil des jährlich gewonnenen Silbers erfolgt weniger aus eigentlichen Silbererzen, als aus silberhaltigen Blei- und Kupfererzen. Die Gewinnung des Silbers aus silberhaltigem Bleiglanz ist einer der ältesten Processe [1]), welcher bei seiner Einfachheit heute fast noch eben so ausgeführt wird, als es vor Jahrtausenden geschehen sein dürfte. In eine weit spätere Zeit fällt die, schon sehr vorgeschrittene metallurgische Kenntniss voraussetzende, Gewinnung des Silbers aus silberhaltigen Kupfererzen. Mag nun die Ausziehung des Silbers aus silberhaltigen Kupfererzen selbst oder aus davon erzeugten Zwischenproducten (Kupferstein, Schwarzkupfer) geschehen, immer bleibt der Process wegen der bedeutenden Silber-, Blei- und Kupferverluste sehr unvollkommen und wegen der sehr complicirten, hauptsächlich durch die Verwandtschaft der Metalle zu einander herbeigeführten Manipulationen kostspielig. Bei nicht zu silberreichen silberhaltigen Kupfererzen zieht man es vor, die Erze auf Rohkupfer zu verarbeiten und

igerung. diesem durch die Saigerung seinen Silbergehalt mittelst Bleies zu entziehen. Werden die Kupfererze durch Beimengung von eigentlichen Silbererzen silberreicher, so würde das Rohkupfer für die Saigerung zu reich ausfallen, weshalb man dann schon den Erzen möglichst viel Silber durch Verbleien oder Eintränken zu entziehen sucht, um

---

[1]) Muthmassliche Silberscheidungsmethode der Alten. Bgwfd. XII, 590.

salz und Kupferchlorid etc.) sind wohl nur als Vorschläge zu betrachten und im Grossen selten ausgeführt.

argische
ndlung
iedener
rerze.

Bei Zugrundelegung des Vorstehenden werden sich die verschiedenen Silbererze in nachstehender Weise am zweckmässigsten verarbeiten lassen:

1) Silberdürrerze, Gemenge von eigentlichen Silbererzen mit erdigen, geschwefelten etc. Substanzen (kiesige, blendige, kupferhaltige Dürrerze), müssen je nach ihrem Silbergehalte verschieden behandelt werden.

a) Reiche oder mittelreiche Dürrerze werden bei einem Gehalte von 50—90 % Silber beim Abtreiben eingetränkt; bei 1—100 Mark Silbergehalt und darunter im Centner können sie mit bleiischen Erzen oder Zuschlägen in Schachtöfen verschmolzen werden. Der Amalgamation lassen sie sich nicht mit Vortheil unterwerfen. Sehr reiche Erze, namentlich wenn sie gediegen Silber enthalten, schmilzt man auch mit passenden Zuschlägen in Tiegeln.

b) Arme Dürrerze mit ¼—4 Lth. Silber im Centner werden am zweckmässigsten einer Roharbeit (Schmelzung mit Schwefelkies) unterworfen. Aus dem dabei erfolgenden silberhaltigen Rohstein lässt sich das Silber durch Blei oder Quecksilber extrahiren. Die Extraction durch Blei gelingt um so vollständiger, je weniger Kupfer der Rohstein enthält. Dürrerze mit 4—16 Lth. Silber unterwirft man auch wohl direct der Amalgamation bei einem Schwefelkieszuschlag.

2) Kiesige Erze, welche Silbererz in Schwefelkies fein eingesprengt enthalten und beim Schmelzen viel Rohstein geben, schlägt man, wenn sie silberarm sind, entweder bei der Roharbeit armer Dürrerze zu oder unterwirft sie einer eigenen Roharbeit und gibt den dabei erfolgenden Rohstein zur Entsilberung durch Blei oder Quecksilber ab. Bei einem grösseren Silbergehalte geben diese Erze das beste Material für die Amalgamation, wobei jedoch ein gleichzeitiger Gehalt an Kupferkies, Arsenikkies, Zinkblende und Bleiglanz unerwünscht ist. Reichere Erze können auch geröstet und mit bleiischen Zuschlägen verschmolzen werden. Silberhaltiger Schwe-

verarbeiten. Bei einem gleichzeitig nutzbaren Kupfer gehalt oder Bleigehalt der Erze lässt sich das Silber oft noch mit Vortheil ausziehen, selbst wenn dessen Gehalt unter resp. $^1/_3$ und $^1/_5$ Lth. im Ctnr. Erz sinkt. Silber hat einen etwa 80 mal höhern Werth als Kupfer und einen 400 mal höhern Werth als Blei.

reiben des Silbers.

Das auf die eine oder andere Weise erhaltene silberhaltige Blei (Werkblei) wird bei nicht zu geringem Silbergehalte durch einen seit Jahrtausenden in Ausführung gekommenen Oxydationsprocess (das Abtreiben) zerlegt oder zuvor bei einem geringen Gehalt an Silber dieses durch den neueren *Pattinson*'schen Krystallisationsprocess im Blei angereichert. Die in neuerer Zeit von *Parkes* vorgeschlagene Entsilberung des Werkbleies durch Zink statt durch Abtreiben verspricht grosse Vortheile, hat aber eine ausgedehnte Anwendung bislang noch nicht gefunden, indem ein Rückhalt von Zink im Blei als ein Uebelstand dabei zu betrachten ist.

ttinson's Parkes Processe.

lgamation.

2) Die Amalgamation, die Ausziehung des Silbers durch Quecksilber auf nassem Wege, welche sich auf die Leichtigkeit gründet, mit welcher sich das Quecksilber mit dem Silber zu einem Amalgam vereinigt, aus dem ersteres Metall durch Glühen abgeschieden werden kann. Dieser Process soll um die Mitte des 16. Jahrhunderts in Mexico erfunden sein; er wurde erst in der zweiten Hälfte des 17. Jahrhunderts in Europa bekannt und im 8. Jahrzehnt des vorigen Jahrhunderts von *Born* in Ungarn und von *Gellert* in Freiberg eingeführt.

leichung malgama- mit der bleiung.

Dieses Verfahren verdient den Vorzug vor dem vorigen bei hohen Preisen des Brennmaterials und bei silberärmeren Dürrerzen oder bleifreien Kupfererzen und kupferhaltigen Zwischenprodukten (Kupferstein, Schwarzkupfer). Durch vorheriges Schmelzen silberarmer erdiger Erze mit Schwefelkies (Roharbeit) lässt sich der Silbergehalt im Schwefeleisen (Rohstein) anreichern. Nur die eigentlichen Silbererze pflegt man direct der Amalgamation zu unterwerfen; bei silberhaltigen Kupfererzen concentrirt man das Silber im Kupferstein oder Schwarzkupfer und amalgamirt diese Producte. Es bietet die Amalgamation



lassification er Silbergeinnungsmethoden.

Die bekannt gewordenen hauptsächlichsten Silbergewinnungsmethoden lassen sich in folgende Abtheilungen bringen:

I. Abtheilung. Silbergewinnung auf trocknem Wege.

I. Abschnitt. Silberextraction mittelst Bleies.

I. Theil. Gewinnung von silberhaltigem Blei (Werkblei).

I. Kapitel. Bleiarbeit mit silberhaltigen Erzen.

A. Einschmelzen reicher Silbererze in Tiegeln mit Blei oder Glätte. Kongsberg.

B. Eintränken reicher Silbererze in Blei. Andreasberg, Freiberg, China etc.

C. Verschmelzen reicher ungerösteter Silbererze mit ungerösteten oder gerösteten Bleierzen oder bleiischen Producten, Roheisen, Kalk oder Eisenfrischschlacken in Schachtöfen. Allemont, Andreasberg, Joachimsthal.

D. Verschmelzen silberhaltiger Bleiglanze im ungerösteten Zustande mit Entschwefelungsmitteln (metallischem Eisen, Eisensteinen, eisenhaltigen Roh- und Bleisteinen, Eisenfrischschlacken etc.) Oberharz, Tarnowitz, Victor Friedrichshütte, Ems, Commern, Sala, Banat, Fahlun, Stolberg, Ramsbeck etc.

E. Verschmelzen gerösteter silberhaltiger Bleiglanze mit Entschwefelungsmitteln (Roheisen, geröstetem Rohstein, Eisenfrischschlacken). Przibram, Holzappel, Müsen, Lohe, Schemnitz, Pontgibaud, Freiberg.

F. Verschmelzen reiner ungerösteter Bleierze ohne Entschwefelungsmittel. Arbeit im nordamerikanischen Bleiheerd. Kärnthen, Przibram, Nordamerika.

G. Verschmelzen gerösteter silberhaltiger Bleierze ohne Entschwefelungsmittel in Schachtöfen (Unterharz, Fahlun) oder in Flammöfen (Kärnthen, England, Frankreich, Belgien) oder in Heerdöfen. (Schottland, England.)

H. Verschmelzen gerösteter, silberhaltiger Kupfererze mit gerösteten Bleierzen oder mit Producten der Treibarbeit. Müsen, Böhmen.

2. Kapitel. Bleiarbeit mit silberhaltigen Steinen, welche entweder beim Verschmelzen silberhaltiger Erze mit Schwefelkies (Roharbeit zu Freiberg, Sala, Kongs-

berg, Ungarn, Sibirien, Altai, Siebenbürgen etc.) absichtlich erzeugt, oder beim Verschmelzen silberhaltiger Blei- und Kupfererze gefallen sind. (Oberharz, Unterharz, Freiberg, Müsen, Victor Friedrichshütte etc.)

A. Behandlung des ungerösteten Roh- oder Kupfersteines mit metallischem Blei.

1. Eintränkarbeit (der geschmolzene Stein wird in flüssigem Blei umgerührt). Ungarn, Siebenbürgen, Sibirien.

2. Hydrostatisches Schmelzen oder Schmelzen durch die Bleisäule (der geschmolzene Stein steigt in einer Säule flüssigen Bleies in die Höhe). Müsen, Versuche auf den Altaischen und Oberharzer Hütten.

B. Verschmelzen des ungerösteten Kupfersteines mit bleiischen Producten. Müsen, Oeblarn.

C. Verschmelzen des gerösteten Rohsteines mit ungerösteten Bleierzen (Sala) oder mit gerösteten Bleierzen (Freiberg) oder mit Producten von der Treibarbeit (Kongsberg).

D. Verschmelzen des ungerösteten Bleisteins mit ungeröstetem Bleiglanz und Eisen. Tarnowitz.

E. Verschmelzen des gerösteten Bleisteins mit Eisen. Oberharzer Bleisteinarbeiten.

F. Verschmelzen des gerösteten Bleisteines ohne besondere Entschwefelungsmittel. Unterharzer, Freiberger und Andreasberger Bleisteinarbeiten.

3. Kapitel. Bleiarbeit mit silberhaltigem Schwarzkupfer (Saigerung). Oberharz, Unterharz, älteres Verfahren im Mansfeldschen, zu Grünthal in Sachsen, verbesserter Saigerprozess zu Fahlun.

2. Theil. Abscheidung des Silbers aus silberhaltigem Blei.

1. Kapitel. Abtreibprozess behuf Darstellung von Blicksilber.

A. In Treiböfen mit unbeweglichem Heerd. Oberharz, Unterharz, Freiberg, Tarnowitz, Müsen, Ungarn etc.

B. In Treiböfen mit beweglichem Heerd. England, Belgien, Stolberg bei Aachen etc.

elkies lässt sich mit geringem Silberverlust abrösten Bd. I. p. 43).

3) Silberhaltige Bleierze eignen sich durchaus nicht zur Amalgamation. Ihre Zugutemachung geschieht am zweckmässigsten durch die bei der Bleigewinnung Bd. II, p. 18) aufgeführten Schmelzmethoden, und es kommt dabei hauptsächlich nur auf die Wahl der zur Entsilberung der Zwischenproducte anzuwendenden Mittel an.

Je weniger Kupfer die Erze enthalten, desto leichter und vollkommener lässt sich das Silber und Blei gewinnen.

4) Silberhaltige Kupfererze können auf verschiedene Weise behandelt werden:

a) Man verschmilzt ärmere Kupfererze entweder auf Kupferstein oder Rohkupfer und zieht aus diesen Zwischenproducten das Silber aus. Die Kupfersteine werden entweder durch Blei oder Quecksilber, oder nach *Augustin's* und *Ziervogel's* Methode entsilbert. Silberhaltiges Schwarzkupfer unterwirft man seltener der Entsilberung durch Quecksilber, als durch Blei. Silberhaltige Kupfererze direct der Amalgamation zu unterwerfen, ist meist nicht vortheilhaft.

b) Reichere Kupfererze werden im ungerösteten oder gerösteten Zustande direct mit gerösteten oder ungerösteten Bleiglanzen etc. bei passenden Zuschlägen verschmolzen.

c) Ganz arme Kupfererze schlägt man bei der Roharbeit mit zu.

5) Silberhaltige Blende und Arsenikkies unterwirft man am besten nach vorheriger Abröstung der Roharbeit. Bei dem Rösten können bedeutende Silberverluste stattfinden (Bd. I, p. 43). Im ungerösteten Zustande der Roharbeit unterworfen, verursacht Blende die Bildung eines strengflüssigen Rohsteines, welcher das Silber nur unvollständig angesammelt enthält. Silberhaltiges Arsen (Scherbenkobalt) wird nach vorsichtiger Abröstung verbleiet.

6) Silberhaltige Kobalterze benutzt man zunächst auf Smalte und scheidet das Silber aus der dabei fallenden Speise durch Blei oder durch Roharbeit und Amalgamation. Darauf wird die Speise entnickelt.

2. Abschnitt. Mittelst Auflösung und Fällung (durch Kupfer).

1. Theil. *Augustin's* Kochsalzlaugerei.

1. Kapitel. Steinextraction. Mansfeld, Freiberg, Ungarn.

2. Kapitel. Silbererzextraction. Versuche zu Freiberg, in Savoyen, Amerika, Ungarn.

3. Kapitel. Speiseextraction. Tajova.

4. Kapitel. Schwarzkupferextraction. Versuche zu Freiberg.

2. Theil. *Ziervogel's* Wasserlaugerei für silberhaltige Kupfersteine. Mansfeld.

3. Theil. Sonstige Methoden der Silberextraction.

1. Kapitel. Entsilberung mittelst Kochsalz und Ammoniak. *La Motte.*

2. Kapitel. Scheidung des Silbers vom Kupfer durch Schwefelsäure.

3. Kapitel. Gewinnung des Silbers durch Chloration mittelst Kupferchlorids und Zerlegung der gebildeten silberhaltigen Lösung. *Becquerel's* und *Gurlt's* Verfahren.

4. Kapitel. Silberextraction mittelst unterschwefligsaurer Salze.

I. Abtheilung.

Silbergewinnung auf trocknem Wege.

I. Abschnitt.

Silberextraction mittelst Bleies.

§. 23. Allgemeines. Die Anwendung des Bleies zur Extraction des Silbers beruht: *Wirkung Bleies.*

1) Auf der Eigenschaft des Bleies, das Schwefelsilber unter Bildung von Schwefelblei und Abscheidung von Silber zu zersetzen.

$\dot{Ag} + xPb = Ag\,Pb_x + \dot{Pb}$. Enthalten die Silbererze noch andere Schwefelmetalle, namentlich $\dot{Fe}$ und $\dot{Cu}$, so werden diese vom Pb weniger zerlegt [1]).

Als Producte der Schmelzung erhält man silberhaltiges Blei und entsilberten Stein ($\dot{Fe}$, $\dot{Cu}$, $\dot{Pb}$). Je weniger Cu die Erze enthalten, desto leichter und vollkommener ist die Extraction des Silbers, weil das $\dot{Cu}$ stets einen Theil des $\dot{Ag}$ mit grosser Kraft im Stein zurückhält und eine wiederholte Ausziehung desselben erforderlich macht. Da nun die reinen Silbererze fast nie frei von silberhaltigen Kupfererzen sind, so erfolgt stets ein kupferhaltiger Stein, der niemals durch Blei oder Bleierze vollständig zu entsilbern ist. Man lässt seinen endlichen Silbergehalt entweder ganz unbeachtet oder gewinnt ihn erst aus dem daraus erzeugten Schwarzkupfer durch Saigerung. Es halten indessen auch Schwefelblei und Schwefeleisen immer geringe Silbermengen zurück. Antimon- und Arsensilber verhalten sich zum Blei ähnlich wie Schwefelsilber.

Der vorstehende chemische Prozess findet statt beim Verschmelzen reicher Silbererze mit Blei in Tiegeln, beim Eintränken derselben in Blei, bei der Behandlung silberhaltiger Steine mit metallischem Blei (Eintränkarbeit und hydrostatisches Schmelzen), ferner theilweise bei der Niederschlagsarbeit silberhaltiger Bleiglanze durch Eisen. Ein Theil des Silbers wird in letzterem Falle durch Zersetzung des $\dot{Ag}$ S mittelst Fe ausgeschieden. Zu einer vollständigen Zersetzung des $\dot{Ag}$ S durch Fe gehört ein lange anhaltendes Schmelzen, trotzdem aber erfolgt die Entsilberung niemals ganz vollständig.

2) Auf der zersetzenden Einwirkung von Bleioxyd [2]) und schwefelsaurem Bleioxyd auf Schwe-

[1]) Wirkung des Bleies auf die Arsenschwefelverbindungen des Eisens, Kobalts und Nickels. *Erdm.* J. X. 13.

[2]) *Fournet*, Verhalten des Schwefelsilbers zu Bleioxyd. *Erdm.* J. f. ök. Ch. I. 49.

felsilber in der Weise, dass silberhaltiges Blei und $\ddot{S}$ entsteht.

$(\dot{A}g + 2\,\ddot{S}b = Pb^2\,Ag + \ddot{S};)$ $(\dot{A}g + \dot{P}b\,\dddot{S} = Pb\,Ag + 2\,\ddot{S}.)$.

Dieser Prozess findet beim Verschmelzen ungerösteter schwefelhaltiger Silbererze oder silberhaltiger Steine mit gerösteten Bleierzen oder oxydirten Bleiverbindungen (Glätte, Abstrich etc.) statt, nebenbei wirkt aber auch das reducirte Blei auf das $\dot{A}g$ auf die sub 1 angegebene Weise. Bei diesem Schmelzverfahren ist ein Steinfall und somit ein Silberrückhalt im Stein ebenfalls nicht zu vermeiden, indem theils die beim Rösten der Bleierze nicht zerlegten und die im Silbererz enthaltenen Schwefelungen, theils aber auch die aus den schwefelsauren Salzen reducirten Schwefelungen einen silberhaltigen Lech bilden.

3) Auf der reducirenden Einwirkung des Bleies auf Silberoxyd[1]) oder auf schwefelsaures Silberoxyd.

$$2\,Pb + \dot{A}g = \dot{P}b + Ag\,Pb$$

$$\dot{A}g\,\dddot{S} + 3\,Pb = Pb\,Ag + 2\,\dot{P}b + \ddot{S}$$

Diese Reaction kommt neben den sub 1 und 2 angeführten in dem Falle vor, wenn geröstete Silbererze oder Steine mit metallischem Blei in Berührung kommen.

Schwefelsilber[2]) für sich geröstet kann unter Entwickelung von $\ddot{S}$ völlig in met. Silber umgewandelt werden. Ist es aber mit anderen Schwefelmetallen gemengt, z. B. mit $\dot{F}e$ und $\dot{C}u$, so entsteht stets ein Theil $\dot{A}g\,\dddot{S}$, welches sich bei höherer Temperatur zerlegt, als die schwefelsauren Salze des Eisens und des Kupfers (Bd. II, p. 166.)

4) Auf der grössern Verwandtschaft des Silbers zum Blei, als zum Kupfer. Beim Zusammenschmelzen von silberhaltigem Kupfer mit Blei erzeugt sich

---

[1]) Entstehung des $\dot{A}g$ bei Hüttenprozessen. *Karst*, Met. V. 472.

[2]) *Lampad.*, Verhalten des $\dot{A}g$ im Röstfeuer. *Erdm.*, J. f. ök. Ch. V. 262.

ein Gemenge von leichtflüssigem, silberhaltigem Blei un
einer strengflüssigeren Legirung von etwa 3 Cu auf 1 Pl
mit geringem Silbergehalt. Ersteres lässt sich von letz
terem durch Saigerung trennen.

gel dieses fahrens.

Im Allgemeinen sind die Entsilberungsprozesse mit
telst Bleies, schon seit den ältesten Zeiten angewandt, un
vollkommen, sie führen einen grossen Verlust an Silber
Kupfer und Blei herbei, sind gewöhnlich sehr complicir
und kostbar und geben in der Regel ein Kupfer vo
nicht besonderer Qualität.

An ihre Stelle sind in neuerer Zeit zum Theil di
vollkommneren Amalgamationsprozesse getreten, wel
che gegenwärtig den noch einfacheren und wohlfeilere
Silberextractionsprozessen *Augustin's* und *Ziervogel's* z
weichen anfangen.

ahl einer thode.

Es sprechen über die Wahl der Zugutemachungs
methoden nicht allein die Beschaffenheit der Erze, so
dern auch örtliche Verhältnisse mit, z. B. wohlfeile Ble
erze oder gänzlicher Mangel an denselben. So ist z. I
das Blei als Extractionsmittel für goldhaltige Silbererz
durch ein anderes Scheidungsmittel noch nicht ersetz
(Ungarn), weil durch dasselbe gleichzeitig Silber un
Gold ausgezogen werden, während durch andere Mitt
letzteres Metall gewöhnlich nur sehr unvollständig g
wonnen werden kann.

Ob die Entsilberung gleich mit den Erzen oder a
dem daraus dargestellten Stein oder Schwarzkupfer vo
zunehmen ist, hängt hauptsächlich vom Silbergehalt und vo
Lokalverhältnissen ab, namentlich von der Menge der z
Gebote stehenden Bleierze und deren Preise.

tehung des verlustes.

Der beim Schmelzen einer bleiischen Beschickun
erfolgende Bleiverlust entsteht nach *Vogl*[1]) durch Ve
schlackung und Verflüchtigung. Die Verschlackun
wird entweder durch Eingehen des Bleioxydes in ein
chemische Verbindung mit den Bestandtheilen der Schlack
oder mechanisch durch Adhäriren des Bleies oder Leche
an der Schlacke herbeigeführt. Der ersteren Verschlak

[1]) B. u. H. Ztg. 1855. p. 1.

sige Gattirung ab-
ptsächlich aber da-
eine grössere Tiefe
nauer gibt, indem als-
Weg zu passiren hat,
mehr Gelegenheit findet,
n lassen.
Bleies hängt von der Ge-
zraume aufsteigenden Win-
ab, welche derselbe und die
Je heftiger der Wind im
irts stösst, was grösstentheils
Brandmauer geschieht, wo der
m, metallischem Blei imprägnirt
htigt sich von letzterem. Dadurch,
n in der Richtung des Windes
egen die Brandmauer tiefer macht,
Schmelzraum stark zusammenzieht
eine hinreichende Höhe gibt, lässt
and vermindern. Dabei muss sich Höhe
fens nach der zum Schmelzen erforder-
ge und Pressung richten. Je mehr Wind
nöthig ist, desto tiefer wird der Ofen bei
desto höher sein müssen. Nach *Vogl's*
sind die Höhe des Ofens mit der Erweite-
melzraumes in der Windrichtung und mit
g oberhalb der Form die vorzüglichsten Hilfs-
leiverlust zu vermindern, und ist man auf Grund
sachen zu Joachimsthal (§. 29. D.) zu einer
mässigen Ofenconstruction gelangt.

Verminderung des Bleiverlustes.

Erster Theil.

Gewinnung von silberhaltigem Blei (Werkblei).

Erstes Kapitel.

Bleiarbeit mit silberhaltigen Erzen.

ndbarkeit
Methode.

§. 24. Allgemeines. Dieser Arbeit unterwirft man eigentliche Silbererze (reiche Dürrerze), reiche geröstete kiesige Erze, silberhaltige Blei- und Kupfererze im gerösteten oder ungerösteten Zustande, abgerösteten silberhaltigen Scherbenkobalt u. a. Als bleihaltige Substanzen verwendet man metallisches Blei, Bleierze im gerösteten und ungerösteten Zustande und Producte von der Treibarbeit (Glätte, Heerd etc.).

A. Einschmelzen reicher Silbererze in Tiegeln.

tränken
er Silber-
beim Ab-
eiben.

§. 25. Allgemeines. Reiche Silbererze werden, wenn man es haben kann, am wohlfeilsten und vollkommensten dadurch zu Gute gemacht, dass man sie beim Treiben zusetzt (Eintränkarbeit). Wo ein solcher Prozess aber nicht existirt, wendet man ein blosses Tiegelschmelzen an. Die Erze werden in Graphit- oder feuerfesten Thontiegeln gewöhnlich mit einem Zuschlag von Eisen, zur Zersetzung des Åg, und von etwas Blei, falls solches nicht schon in den Erzen vorhanden ist, verschmolzen.

elschmel-
zen.

Sind die Erze frei von erdigen Substanzen, so setzt man etwas Pottasche und Glas zu. Beim Vorhandensein von Erdarten gibt man der besseren Schlackenbildung wegen einen Zuschlag von Glätte. Das resultirende bleihaltige Silber wird feingebrannt, der Stein bei einem etwaigen Bleigehalt durch nochmaliges Schmelzen mit Eisen entsilbert.

§. 26. Beispiel.

A) Tiegelschmelzen zu Kongsberg[1]) in Norwegen. Die im Glimmerschiefer und Hornblende aufsetzenden, mit Kalkspath, Braunspath, Schwerspath und Quarz ausgefüllten Gänge führen hauptsächlich gediegen Silber, dann etwas geschmeidiges und sehr wenig sprödes Glaserz; selten sind Rothgiltig, Antimonsilber und Bleiglanz; häufig Schwefelkies und Zinkblende, Kupferkies und Magnetkies.

Erze.

Man unterscheidet:

1) Derbes Erz, das massig vorkommende ged. Silber. Kommt direct zum Tiegelschmelzen, nachdem es ausgeschieden ist.

2) Mittelerz, das reichste, welches aber mit Silber so durchwachsen ist, dass es mit der Hand nicht mehr geschieden werden kann; es enthält 20—30% Ag und wird ans Pochwerk abgegeben.

3) Scheideerz, welches das Silber in grösseren Parthien enthält (16 Lth. bis 20% dchsch. 2 Mark), wird mit warmem Wasser abgespült und auf der Scheidebank geschieden.

Der Abschlag kömmt zum Pochen, der Rückstand zum Tiegelschmelzen.

4) Gemeines oder Pocherz, Malm, armes Erz, wird gemeinschaftlich mit dem Mittelerz und dem Abfall vom Scheideerz der nassen Aufbereitung (Pochen, Sieben, Bearbeiten der Trübe auf Schlämmgräben, Handsichertrögen, Heerden etc.) übergeben. Hält 16—6 Loth pro Tonne (à 700 Pfund).

Das in der Grube und auf der Scheidebank gesammelte, so wie das aus dem Pochtroge beim Absieben erhaltene Silber wird dem Tiegelschmelzen, der bei der Aufbereitung erhaltene Schlieg aber einer Roharbeit übergeben.

Das Einschmelzen des Erzes geschah früher auf einer Art kleinem Gaarheerd mit Gebläse, wobei aber durch

Frühere Schmelzmethode.

[1]) *Hausmanns* scandin. Reise II, 33. *Russeggers* Reisen IV, 551. *Karst.* Arch. XII, Heft 2. *Tunners* Jahrb., 1852, II, 190. — *Durocher* in B. u. h. Ztg. 1855, p. 2. *Herter* in B. u. h. Ztg. 1855, p. 99.

or der Verbleiung solcher Kupfererze die Vortheile einer ·ohlfeileren Arbeit, einer vollkommneren Silberscheidung, ines geringeren Kupferverlustes und der Darstelllung ines reineren Kupfers dar. Die Vorzüge der europäischen ›malgamation vor der amerikanischen bestehen wiederum a der vollkommneren Ausscheidung des Silbers und dem ›edeutend geringeren Quecksilberverlust, wogegen bei etzterer weder besondere Gebäude und Maschinen, noch Brennmaterial erforderlich sind.

Vergleichu der europ schen und a rikanische Amalgamati

3) Das Auflösen und Fällen des Silbers. Hierher gehören besonders die durch zwei vormalige Mansfelder Beamten, *Augustin* und *Ziervogel*, in neuerer Zeit fast gleichzeitig auf dem Felde der Metallurgie in der ersten Hälfte des vorigen Jahrzehntes hervorgerufenen Prozesse, welche sich durch ihre Einfachheit, Wohlfeilheit und das rasche Ausbringen des Silbers vor der Amalgamation auszeichnen. *Augustin* verwandelt das in Erzen und Zwischenproducten enthaltene Silber durch ein chlorirendes Rösten in Chlorsilber, löst dieses in concentrirter Kochsalzlauge auf und schlägt aus der Lösung das Silber durch Kupfer nieder. *Ziervogel*. röstet die Erze etc. unter solchen Umständen ab, dass sich das darin enthaltene Silber in Silbervitriol verwandelt. Dieses wird mit heissem Wasser ausgelaugt und aus der Lauge das Silber ebenfalls durch Kupfer gefällt. Letztere Methode ist noch einfacher als die vorige, liefert aber reichere Rückstände. Beide Methoden geben nur dann einen guten Erfolg, wenn der Röstprozess höchst subtil geleitet wird und das zu behandelnde Erz oder Zwischenproduct (z. B. Steine) entweder frei von schädlichen Beimengungen (Blei, Zink, Antimon, Arsen) ist oder doch nur geringe Mengen davon enthält. Das letztere Erforderniss hat der allgemeineren Einführung dieser Prozesse zeither Grenzen entgegengesetzt und sie nur an wenigen Orten und meist nur bei sehr reinen silberhaltigen Kupfersteinen und Speisen in Anwendung kommen lassen.

Auflösung und Fällun prozesse.

Augustin's Ziervogel's l zesse.

Die sonstigen, zu dieser Abtheilung gehörigen Silberextractionsmethoden (z. B. mit Kochsalz und Ammoniak, mit Kochsalz und unterschwefligsaurem Natron, mit Koch-

Sonstige Si extractio methoden

salz und Kupferchlorid etc.) sind wohl nur als Vorschläge zu betrachten und im Grossen selten ausgeführt.

llurgische andlung hiedener ererze.

Bei Zugrundelegung des Vorstehenden werden sich die verschiedenen Silbererze in nachstehender Weise am zweckmässigsten verarbeiten lassen:

1) Silberdürrerze, Gemenge von eigentlichen Silbererzen mit erdigen, geschwefelten etc. Substanzen (kiesige, blendige, kupferhaltige Dürrerze), müssen je nach ihrem Silbergehalte verschieden behandelt werden.

a) Reiche oder mittelreiche Dürrerze werden bei einem Gehalte von 50—90 % Silber beim Abtreiben eingetränkt; bei 1—100 Mark Silbergehalt und darunter im Centner können sie mit bleiischen Erzen oder Zuschlägen in Schachtöfen verschmolzen werden. Der Amalgamation lassen sie sich nicht mit Vortheil unterwerfen. Sehr reiche Erze, namentlich wenn sie gediegen Silber enthalten, schmilzt man auch mit passenden Zuschlägen in Tiegeln.

b) Arme Dürrerze mit ¼—4 Lth. Silber im Centner werden am zweckmässigsten einer Roharbeit (Schmelzung mit Schwefelkies) unterworfen. Aus dem dabei erfolgenden silberhaltigen Rohstein lässt sich das Silber durch Blei oder Quecksilber extrahiren. Die Extraction durch Blei gelingt um so vollständiger, je weniger Kupfer der Rohstein enthält. Dürrerze mit 4—16 Lth. Silber unterwirft man auch wohl direct der Amalgamation bei einem Schwefelkieszuschlag.

2) Kiesige Erze, welche Silbererz in Schwefelkies fein eingesprengt enthalten und beim Schmelzen viel Rohstein geben, schlägt man, wenn sie silberarm sind, entweder bei der Roharbeit armer Dürrerze zu oder unterwirft sie einer eigenen Roharbeit und gibt den dabei erfolgenden Rohstein zur Entsilberung durch Blei oder Quecksilber ab. Bei einem grösseren Silbergehalte geben diese Erze das beste Material für die Amalgamation, wobei jedoch ein gleichzeitiger Gehalt an Kupferkies, Arsenikkies, Zinkblende und Bleiglanz unerwünscht ist. Reichere Erze können auch geröstet und mit bleiischen Zuschlägen verschmolzen werden. Silberhaltiger Schwe-

Schmelzen. Das Schmelzen findet in $3^1/_2{}'$ hohen Krummöfen m Holzkohlen statt und liefert folgende Producte:

Schmelzproducte. a) Werkblei. Wird vertrieben. Es enthält etw nur $^2/_3$ des Silbergehalts des Erzes.

b) Stein, enthält $^1/_3$ des Silbergehalts. Er wird m Glätte und Heerd umgeschmolzen, wobei treibwürdig Werkblei und ein zweiter Stein erfolgt, der nicht we ter benutzt wird.

c) Schlacken, werden theils abgesetzt, theils in d Beschickung gegeben.

gel dieses fahrens. Dieses Verfahren ist mit sämmtlichen oben angegeb nen Mängeln behaftet. Der Bleiglanz ist von den Hütt weit entfernt, weshalb man seinen Zusatz möglichst b schränkt und dadurch zu grossen Silberverlusten dur Verschlackung Veranlassung gibt. Die Reichhaltigke der Steine spricht für eine unzweckmässige Beschickun und die niedern Schmelzöfen gestatten nur eine mange hafte Arbeit bei bedeutendem Brennmaterialconsum.

reasberg. B) Verfahren zu St. Andreasberg[1]). Die A dreasberger Bleiarbeit (Bd. II, p. 50) zerfällt in die arm und reiche. Ersterer werden Bleierze unterworfen, di höchstens 1 Mark Silber enthalten; reicheres Erz kömn zum reichen Schliegschmelzen. Zur Deckung des Silbe sind bedeutende Zuschläge von bleiischen Producten e forderlich; man rechnet auf ein Loth Silber 7—8 Pfun Blei. Die Beschickung für eine reiche Schicht beste z. B. aus: 38 Ctr. reichem Schlieg, 50 Ctr. halb Stein halb Schliegschlacken, 4—6 Ctr. Eisen, 48 Ctr. bleiische Vorschlägen. Der Durchschnittsgehalt der erfolgende Werke beträgt pro Ctr. 1—$1^1/_2$ Mark Silber.

Das Schmelzen geschieht in 22' hohen Oefen äusser sorgfältig, indem man erst armen, dann reichen und z letzt wieder armen Schlieg in ein und demselben Ofe durchsetzt.

Schmelzproducte. Bei diesem Schmelzen erhält man folgende Product

a) Werkblei, wird für sich vertrieben.

---

[1]) *Kerl*, Oberh. Hüttenprozesse, 1852, p. 283.

Classification der Silbergewinnungsmethoden.

Die bekannt gewordenen hauptsächlichsten Silbergewinnungsmethoden lassen sich in folgende Abtheilungen bringen:

I. Abtheilung. Silbergewinnung auf trocknem Wege.

I. Abschnitt. Silberextraction mittelst Bleies.

I. Theil. Gewinnung von silberhaltigem Blei (Werkblei).

I. Kapitel. Bleiarbeit mit silberhaltigen Erzen.

A. Einschmelzen reicher Silbererze in Tiegeln mit Blei oder Glätte. Kongsberg.

B. Eintränken reicher Silbererze in Blei. Andreasberg, Freiberg, China etc.

C. Verschmelzen reicher ungerösteter Silbererze mit ungerösteten oder gerösteten Bleierzen oder bleiischen Producten, Roheisen, Kalk oder Eisenfrischschlacken in Schachtöfen. Allemont, Andreasberg, Joachimsthal.

D. Verschmelzen silberhaltiger Bleiglanze im ungerösteten Zustande mit Entschwefelungsmitteln (metallischem Eisen, Eisensteinen, eisenhaltigen Roh- und Bleisteinen, Eisenfrischschlacken etc.) Oberharz, Tarnowitz, Victor Friedrichshütte, Ems, Commern, Sala, Banat, Fahlun, Stolberg, Ramsbeck etc.

E. Verschmelzen gerösteter silberhaltiger Bleiglanze mit Entschwefelungsmitteln (Roheisen, geröstetem Rohstein, Eisenfrischschlacken). Przibram, Holzappel, Müsen, Lohe, Schemnitz, Pontgibaud, Freiberg.

F. Verschmelzen reiner ungerösteter Bleierze ohne Entschwefelungsmittel. Arbeit im nordamerikanischen Bleiheerd. Kärnthen, Przibram, Nordamerika.

G. Verschmelzen gerösteter silberhaltiger Bleierze ohne Entschwefelungsmittel in Schachtöfen (Unterharz, Fahlun) oder in Flammöfen (Kärnthen, England, Frankreich, Belgien) oder in Heerdöfen. (Schottland, England.)

H. Verschmelzen gerösteter, silberhaltiger Kupfererze mit gerösteten Bleierzen oder mit Producten der Treibarbeit. Müsen, Böhmen.

2. Kapitel. Bleiarbeit mit silberhaltigen Steinen, welche entweder beim Verschmelzen silberhaltiger Erze mit Schwefelkies (Roharbeit zu Freiberg, Sala, Kongs-

berg, Ungarn, Sibirien, Altai, Siebenbürgen etc.) absichtlich erzeugt, oder beim Verschmelzen silberhaltiger Blei- und Kupfererze gefallen sind. (Oberharz, Unterharz, Freiberg, Müsen, Victor Friedrichshütte etc.)

A. Behandlung des ungerösteten Roh- oder Kupfersteines mit metallischem Blei.

1. Eintränkarbeit (der geschmolzene Stein wird in flüssigem Blei umgerührt). Ungarn, Siebenbürgen, Sibirien.

2. Hydrostatisches Schmelzen oder Schmelzen durch die Bleisäule (der geschmolzene Stein steigt in einer Säule flüssigen Bleies in die Höhe). Müsen, Versuche auf den Altaischen und Oberharzer Hütten.

B. Verschmelzen des ungerösteten Kupfersteines mit bleiischen Producten. Müsen, Oeblarn.

C. Verschmelzen des gerösteten Rohsteines mit ungerösteten Bleierzen (Sala) oder mit gerösteten Bleierzen (Freiberg) oder mit Producten von der Treibarbeit (Kongsberg).

D. Verschmelzen des ungerösteten Bleisteins mit ungeröstetem Bleiglanz und Eisen. Tarnowitz.

E. Verschmelzen des gerösteten Bleisteins mit Eisen. Oberharzer Bleisteinarbeiten.

F. Verschmelzen des gerösteten Bleisteines ohne besondere Entschwefelungsmittel. Unterharzer, Freiberger und Andreasberger Bleisteinarbeiten.

3. Kapitel. Bleiarbeit mit silberhaltigem Schwarzkupfer (Saigerung). Oberharz, Unterharz, älteres Verfahren im Mansfeldschen, zu Grünthal in Sachsen, verbesserter Saigerprozess zu Fahlun.

2. Theil. Abscheidung des Silbers aus silberhaltigem Blei.

1. Kapitel. Abtreibprozess behuf Darstellung von Blicksilber.

A. In Treiböfen mit unbeweglichem Heerd. Oberharz, Unterharz, Freiberg, Tarnowitz, Müsen, Ungarn etc.

B. In Treiböfen mit beweglichem Heerd. England, Belgien, Stolberg bei Aachen etc.

Rohschmelzung armer Erze mit Bleierzen und Treibproducten unter Zuschlag von Eisen (erste Verbleiung). Die dabei fallenden Leche werden geröstet und mit Treibproducten der zweiten Verbleiung unterworfen, worauf noch eine dritte und vierte folgt.

Anstatt der früheren Krummöfen mit engerem Schmelzraume, welche einen bedeutenden Bleiverlust veranlassten, hat *Vogl*[1]) höhere Oefen (Taf. III, Fig. 51, 52) mit erweitertem Schmelzraume und sich verengendem Schachte construirt, bei denen der Bleiverlust aus bereits angeführten Gründen (pag. 74) auf ein Minimum herabgebracht ist. Wegen eines grösseren Gehaltes an Zinkblende ist aber die Schlacke silberreicher geworden. Die Schachtscheider (Bd. II, p. 97) haben sich wegen eines raschen Ansatzes zinkischer Ofenbrüche nicht bewährt. Der Düsendurchmesser beträgt $1^3/_4$ Zoll, die Windpressung 6 Linien.

B. Verschmelzen silberhaltiger Bleierze im gerösteten und ungerösteten Zustande, gewöhnlich auch mit wenig silberhaltigen Kupfererzen.

§. 30. Allgemeines. Hierher gehören die meisten Prozesse, welche früher beim Blei (Bd. II, p. 18) abgehandelt sind. Selten enthalten die Bleierze gar kein Silber, und daher sind die meisten der beschriebenen Bleigewinnungsmethoden zugleich als eine Vorarbeit für die Silbergewinnung zu betrachten, indem dadurch das Silber ins Blei gebracht wird, und es kommt dabei nur darauf an, ob die Abscheidung des Silbers lohnend ist. Der Kupfergehalt der Erze sammelt sich in einem Stein an, welcher immer Silber zurückhält. Dieser Silbergehalt wird entweder unbeachtet gelassen oder beim Verschmelzen des Steins im gerösteten Zustande für sich oder mit bleiischen Zuschlägen im Werkblei concentrirt oder aus dem beim Verschmelzen des Steins entstehenden Schwarzkupfer anderweitig gewonnen.

Allgemein

---

[1]) B. u. h. Ztg., 1855, p. 1.

B. Verschmelzen gerösteter silberhaltiger Kupfererze mit gerösteten Bleierzen.

endbarkeit r Methode.

§. 31. Allgemeines. Diese Methode ist nur vo theilhaft, wenn der Silbergehalt in den Kupfererzen nicl zu bedeutend ist. Bei überwiegenden Silbererzen ist, u einer Verschlackung des Silbers vorzubeugen, eine Rol arbeit, die Concentration des Silbers in einen Stein, e forderlich, welcher letztere sich dann, wie später angefüh werden wird, verschieden behandeln lässt. Alle Schmel prozesse ohne Rohschmelzen bewirken bei nicht alle bedeutendem Silbergehalt der Erze einen grösseren Metal verlust, weil durch die vorangegangene Röstarbeit de Grund zum Verschlacken beim Schmelzen gelegt wird, wa bei dem Rohschmelzen der ungerösteten Erze, wodurc nur die Erdarten abgeschieden werden, weit wenig der Fall ist.

§. 32. Beispiele.

erfahren.

A. Verfahren in Böhmen [1]), im südlichen un südwestlichen Deutschland. Die nicht stark gerös ten silberhaltigen Kupfererze werden mit möglichst sta gerösteten Bleierzen oder Producten aus der Treibarbe in niedrigen Oefen verschmolzen, wobei folgende Produc entstehen:

a. Werkblei, kommt zum Abtreiben.

b. Speise zuweilen, wird geröstet ans Erzschmelz zurückgegeben.

c. Stein, wird zu wiederholten Malen geröstet un mit Producten der Treibarbeit verschmolzen. Bei nicl sehr reichen Erzen pflegt der Stein nach der dritten Ve bleiung gehörig entsilbert zu sein; bei bedeutendem Si bergehalt der Erze oder zu geringem Zuschlag von blei schen Producten bei den vorhergehenden Arbeiten pfleg der Silberrückhalt im Stein nicht unbeträchtlich zu sei Er wird dann nach erfolgtem Rösten auf Schwarzkupfe verschmolzen und dieses durch Saigerung entsilbert.

Dieser Prozess ist wegen des Kupferverlustes, de

---

[1]) *Karst.*, Met., V, 512.

denselben tangirt wird; eine zur rechten Seite stehende Eintheilung gibt alsdann den Silbergehalt in Procenten an. Es erfordert Uebung, das möglichst runde Silberkorn mit Hülfe der Loupe richtig zu legen. Kupferhaltige Silberkörner pflegen nicht rund zu werden; um dies zu bewirken, muss man sie auf einer neuen Stelle der Kapelle mit $^1/_4$—1 Ctnr. Blei feintreiben. Auch kann noch eine Correction des gefundenen Silbergehaltes in Bezug auf den Kapellenzug (p. 41) vorgenommen werden.

2. Silberhaltige Legirungen.

a) Silberreiche Substanzen (Gediegen Silber, Blick-, Brand-, Raffinat-, Cement-, Amalgamirsilber, Silbermünzen) werden bei unbedeutendem Kupfergehalte mit 1 Ctnr. Probirblei und $^1/_2$ Löffelchen voll Boraxglas, kupferreichere mit 2—5 Ctnr. Blei und $^1/_2$ Löffelchen Boraxglas in einer Kohlengrube oder im Kohlentiegel mit der Reductionsflamme so lange behandelt, bis vollkommener Fluss eingetreten ist, das Blei in treibende Bewegung geräth und keine Bleikügelchen mehr in der Schlacke zu bemerken sind. Mit dem Werkbleikorn nimmt man je nach der Grösse entweder ein Haupttreiben oder gleich ein Feintreiben vor.

b) Silberarme Substanzen werden, wenn sie zum Abtreiben fähig sind (Werkblei, Frischblei, silberhaltiges Wismuth), in Quantitäten von 2—5 Ctnr. gleich abgetrieben. — Kupfer- und nickelhaltige Substanzen (Schwarzkupfer, Gaarkupfer, Messing, Argentan, Kupfermünzen etc.) siedet man in Quantitäten von $^1/_2$ Ctnr. mit 10 Ctnr. Probirblei und einem Löffelchen voll Boraxglas mit der Reductionsflamme im Sodapapiercylinder an und treibt das erhaltene Werkbleikorn, indem man nöthigenfalls beim Feintreiben noch etwas Blei zusetzt, ab. — Enthält die Substanz neben Kupfer noch Zinn (Glockenmetall, Kanonengut etc.), so siedet man 1 Ctr. mit 5—15 Ctr. Blei (je nach dem Kupfergehalt), 50 Milligrm. Soda und 50 Milligrm. Borax in der Reductionsflamme an, lässt zur Oxydation des Zinns die Oxydationsflamme einige Zeit aufs Blei wirken und behandelt das erstarrte Korn

roh, unterworfen werden, hat, wie bereits angeführt ist den Zweck, den Silbergehalt armer Erze und sonstige Producte (Schlacken, Ofengeschur, Amalgamirrückstände etc.) in einer geringen Menge von Schwefelungen (Rohstein) — durch Schwefelkies- oder Schwerspathzuschlag erzeugt, wenn die Erze nicht schon hinreichend Schwefel enthalten, — anzureichern, während gleichzeitig die erdigen Bestandtheile und fremden Metalloxyde verschlackt werden.

Regeln bei der Roharbeit.

Beim Betrieb der Roharbeit sind folgende Regeln zu beobachten:

Zusammensetzung der Beschickung.

1) Die Beschickung muss, je nach der Beschaffenheit der Erze, so eingerichtet werden, dass

a) eine der Silbermenge der Beschickung entsprechende Steinmenge, sowie

b) eine gehörig dünnflüssige Schlacke gebildet wird.

ad a. In Bezug auf das Verhältniss des zu bildenden Rohsteins zu seinem Silbergehalt hat die Erfahrung gelehrt, dass die Concentration des Silbers in enge Schranken bleiben muss (etwa zwischen 4 und 6 Loth), wenn kein zu bedeutender Silberverlust entstehen soll. Dies hat darin seinen Grund, dass bei zu reichem Rohstein ein bedeutender mechanischer, aber unvermeidlicher Silberverlust dadurch entsteht, dass stets Rohsteintheilchen noch in der Schlacke zurückbleiben.

Mit der Erzeugung eines reichern Steines steht ein geringerer Schwefelkieszuschlag in Verbindung, in Folge dessen bleibt Silber unausgezogen und wird verschlackt.

Am zweckmässigsten hat sich nach der Probe ein Rohsteingehalt zwischen 30 und 50% in der Rohbeschickung erwiesen und es kommt bei Bildung derselben darauf an, dieses Verhältniss durch zweckmässige Gattirung kiesiger Erze oder durch besondere Kieszuschläge herzustellen. Sind die Erze zu kiesig, so müssen sie vor dem Rohschmelzen etwas abgeröstet werden. Selten ist der Kies ganz rein, ein Silbergehalt desselben ist erwünscht. Ein Kupferkiesgehalt ist eines Theils erwünscht, weil er dem Schwefelkiese eine stärkere Kraft in Betreff des Silberansammelns ertheilt und sich wegen seiner grösseren

Verbleiung.

1) Das Verbleien silberhaltiger Erze und Hüttenprodukte. Man erzeugt durch Zusammenschmelzen dieser Substanzen mit metallischem Blei, Bleioxyd oder Bleierzen, insofern die Erze nicht schon Blei enthalten, silberhaltiges Blei (Werkblei), welches zur Abscheidung des Silbers entweder sofort abgetrieben oder bei einem geringen Silbergehalt zuvor nach *Pattinson's* Methode angereichert wird. Die Vortheile, welche dieses Verfahren im Verhältniss zu den andern Gewinnungsmethoden des Silbers darbietet, sind hauptsächlich von den Preisen des Brennmaterials und des Bleies abhängig, wenn solches nicht in den Erzen vorhanden ist. Der bei weitem grösste Theil des jährlich gewonnenen Silbers erfolgt weniger aus eigentlichen Silbererzen, als aus silberhaltigen Blei- und Kupfererzen. Die Gewinnung des Silbers aus silberhaltigem Bleiglanz ist einer der ältesten Processe [1]), welcher bei seiner Einfachheit heute fast noch eben so ausgeführt wird, als es vor Jahrtausenden geschehen sein dürfte. In eine weit spätere Zeit fällt die, schon sehr vorgeschrittene metallurgische Kenntniss voraussetzende, Gewinnung des Silbers aus silberhaltigen Kupfererzen. Mag nun die Ausziehung des Silbers aus silberhaltigen Kupfererzen selbst oder aus davon erzeugten Zwischenproducten (Kupferstein, Schwarzkupfer) geschehen, immer bleibt der Process wegen der bedeutenden Silber-, Blei- und Kupferverluste sehr unvollkommen und wegen der sehr complicirten, hauptsächlich durch die Verwandtschaft der Metalle zu einander herbeigeführten Manipulationen kostspielig. Bei nicht zu silberreichen silberhaltigen Kupfererzen zieht man es vor, die Erze auf Rohkupfer zu verarbeiten und diesem durch die Saigerung seinen Silbergehalt mittelst Bleies zu entziehen. Werden die Kupfererze durch Beimengung von eigentlichen Silbererzen silberreicher, so würde das Rohkupfer für die Saigerung zu reich ausfallen, weshalb man dann schon den Erzen möglichst viel Silber durch Verbleien oder Eintränken zu entziehen sucht, um

Saigerung.

---

[1]) Muthmassliche Silberscheidungsmethode der Alten. Bgwfd. XII, 590.

säuregehalte, Kalkstein und auch wohl nebenbei Eisenfrisch-schlacken zu. Ein zu starker Kalkzusatz kann dann aber Eisensauen erzeugen. Ochrigen Erzen theilt man wohl etwas Quarz oder quarzige Erze zu. Als ein gutes Verschlackungsmittel für die Erden haben sich die Bleierzsingulosilicatschlacken erwiesen. Die Roharbeit pflegt am besten zu gehen, wenn sich eine zwischen Bi- und Singulosilicat liegende Schlacke erzeugt, weil sich dabei der Rohstein am besten zu Boden senkt, ohne dass die Schlacke zu rasch erstarrt. Schwieriger wird die Roharbeit, wenn bei Mangel an kiesigen Erzen ein Schwerspathzuschlag gegeben werden muss (Sibirien).

Als Beispiel[1]) für die Zusammensetzung einer Rohofenbeschickung möge Folgendes dienen:

Beispiel. Zum Betrieb eines Rohofens sind 305 Ctr. Beschickung nöthig, welche vom Ctr. 60 Pfd. Rohstein à 3 Loth Silbergehalt liefern soll, und es seien zu dieser Beschickung nachstehende Erzsorten vorhanden:

a) reine gewaschene Kiese mit 85 Pfd. Rohstein und 1 Loth Silber,

b) quarzig-kiesiges, zähes Wascherz mit 75 Pfd. Rohstein, 25 Pfd. Quarz und 2 Loth Silber,

c) desgl. rösches Erz zu 65 Pfd. Rohstein, 35 Pfund Quarz und 4 Loth Silber,

d) schwerspäthig reines Dürrerz ohne Rohsteingehalt mit 3 Loth Silber,

e) flussspäthig kiesiges Dürrerz à 20 Pfd. Rohstein und 80 Pfd. Flussspath mit 3 Loth Silber,

f) thon- und talkhaltige Dürrerze mit 2 Loth Silber.

Es soll nun ausser dem gewünschten Ausfall an Rohstein darauf gesehen werden, dass die zu betreibende Roharbeit einen guten Schmelzgang zeige. Wie soll nun beides (richtiger Productenausfall und guter Schmelzgang) erzeugt werden?

Für letztern dient zum Anhalten, dass vermöge angestellter Betriebsproben 1 Thl. Quarz, 1 Thl. Schwer-

[1]) *Lampadius*, Fortschr. 1839. p. 12.

verarbeiten. Bei einem gleichzeitig nutzbaren Kupfergehalt oder Bleigehalt der Erze lässt sich das Silber oft noch mit Vortheil ausziehen, selbst wenn dessen Gehalt unter resp. $^1/_3$ und $^1/_5$ Lth. im Ctnr. Erz sinkt. Silber hat einen etwa 80 mal höhern Werth als Kupfer und einen 400 mal höhern Werth als Blei.

Abtreiben des Silbers.

Das auf die eine oder andere Weise erhaltene silberhaltige Blei (Werkblei) wird bei nicht zu geringem Silbergehalte durch einen seit Jahrtausenden in Ausführung gekommenen Oxydationsprocess (das Abtreiben) zerlegt oder zuvor bei einem geringen Gehalt an Silber dieses durch den neueren *Pattinson*'schen Krystallisationsprocess im Blei angereichert. Die in neuerer Zeit von *Parkes* vorgeschlagene Entsilberung des Werkbleies durch Zink statt durch Abtreiben verspricht grosse Vortheile, hat aber eine ausgedehnte Anwendung bislang noch nicht gefunden, indem ein Rückhalt von Zink im Blei als ein Uebelstand dabei zu betrachten ist.

Pattinson's und Parkes Processe.

Amalgamation.

2) Die Amalgamation, die Ausziehung des Silbers durch Quecksilber auf nassem Wege, welche sich auf die Leichtigkeit gründet, mit welcher sich das Quecksilber mit dem Silber zu einem Amalgam vereinigt, aus dem ersteres Metall durch Glühen abgeschieden werden kann. Dieser Process soll um die Mitte des 16. Jahrhunderts in Mexico erfunden sein; er wurde erst in der zweiten Hälfte des 17. Jahrhunderts in Europa bekannt und im 8. Jahrzehnt des vorigen Jahrhunderts von *Born* in Ungarn und von *Gellert* in Freiberg eingeführt.

Vergleichung der Amalgamation mit der Verbleiung.

Dieses Verfahren verdient den Vorzug vor dem vorigen bei hohen Preisen des Brennmaterials und bei silberärmeren Dürrerzen oder bleifreien Kupfererzen und kupferhaltigen Zwischenprodukten (Kupferstein, Schwarzkupfer). Durch vorheriges Schmelzen silberarmer erdiger Erze mit Schwefelkies (Roharbeit) lässt sich der Silbergehalt im Schwefeleisen (Rohstein) anreichern. Nur die eigentlichen Silbererze pflegt man direct der Amalgamation zu unterwerfen; bei silberhaltigen Kupfererzen concentrirt man das Silber im Kupferstein oder Schwarzkupfer und amalgamirt diese Producte. Es bietet die Amalgamation

vor der Verbleiung solcher Kupfererze die Vortheile einer wohlfeileren Arbeit, einer vollkommneren Silberscheidung, eines geringeren Kupferverlustes und der Darstelllung eines reineren Kupfers dar. Die Vorzüge der europäischen Amalgamation vor der amerikanischen bestehen wiederum in der vollkommneren Ausscheidung des Silbers und dem bedeutend geringeren Quecksilberverlust, wogegen bei letzterer weder besondere Gebäude und Maschinen, noch Brennmaterial erforderlich sind.

Vergleichung der europäischen und amerikanischen Amalgamation.

3) Das Auflösen und Fällen des Silbers. Hierher gehören besonders die durch zwei vormalige Mansfelder Beamten, *Augustin* und *Ziervogel*, in neuerer Zeit fast gleichzeitig auf dem Felde der Metallurgie in der ersten Hälfte des vorigen Jahrzehntes hervorgerufenen Prozesse, welche sich durch ihre Einfachheit, Wohlfeilheit und das rasche Ausbringen des Silbers vor der Amalgamation auszeichnen. *Augustin* verwandelt das in Erzen und Zwischenproducten enthaltene Silber durch ein chlorirendes Rösten in Chlorsilber, löst dieses in concentrirter Kochsalzlauge auf und schlägt aus der Lösung das Silber durch Kupfer nieder. *Ziervogel* röstet die Erze etc. unter solchen Umständen ab, dass sich das darin enthaltene Silber in Silbervitriol verwandelt. Dieses wird mit heissem Wasser ausgelaugt und aus der Lauge das Silber ebenfalls durch Kupfer gefällt. Letztere Methode ist noch einfacher als die vorige, liefert aber reichere Rückstände. Beide Methoden geben nur dann einen guten Erfolg, wenn der Röstprozess höchst subtil geleitet wird und das zu behandelnde Erz oder Zwischenproduct (z. B. Steine) entweder frei von schädlichen Beimengungen (Blei, Zink, Antimon, Arsen) ist oder doch nur geringe Mengen davon enthält. Das letztere Erforderniss hat der allgemeineren Einführung dieser Prozesse zeither Grenzen entgegengesetzt und sie nur an wenigen Orten und meist nur bei sehr reinen silberhaltigen Kupfersteinen und Speisen in Anwendung kommen lassen.

Auflösungs- und Fällungsprozesse.

Augustin's und Ziervogel's Prozesse.

Die sonstigen, zu dieser Abtheilung gehörigen Silberextractionsmethoden (z. B. mit Kochsalz und Ammoniak, mit Kochsalz und unterschwefligsaurem Natron, mit Koch-

Sonstige Silberextractionsmethoden.

salz und Kupferchlorid etc.) sind wohl nur als Vorschläge zu betrachten und im Grossen selten ausgeführt.

Metallurgische Behandlung verschiedener Silbererze.

Bei Zugrundelegung des Vorstehenden werden sich die verschiedenen Silbererze in nachstehender Weise am zweckmässigsten verarbeiten lassen:

1) Silberdürrerze, Gemenge von eigentlichen Silbererzen mit erdigen, geschwefelten etc. Substanzen (kiesige, blendige, kupferhaltige Dürrerze), müssen je nach ihrem Silbergehalte verschieden behandelt werden.

a) Reiche oder mittelreiche Dürrerze werden bei einem Gehalte von 50—90·% Silber beim Abtreiben eingetränkt; bei 1—100 Mark Silbergehalt und darunter im Centner können sie mit bleiischen Erzen oder Zuschlägen in Schachtöfen verschmolzen werden. Der Amalgamation lassen sie sich nicht mit Vortheil unterwerfen. Sehr reiche Erze, namentlich wenn sie gediegen Silber enthalten, schmilzt man auch mit passenden Zuschlägen in Tiegeln.

b) Arme Dürrerze mit ¼—4 Lth. Silber im Centner werden am zweckmässigsten einer Roharbeit (Schmelzung mit Schwefelkies) unterworfen. Aus dem dabei erfolgenden silberhaltigen Rohstein lässt sich das Silber durch Blei oder Quecksilber extrahiren. Die Extraction durch Blei gelingt um so vollständiger, je weniger Kupfer der Rohstein enthält. Dürrerze mit 4—16 Lth. Silber unterwirft man auch wohl direct der Amalgamation bei einem Schwefelkieszuschlag.

2) Kiesige Erze, welche Silbererz in Schwefelkies fein eingesprengt enthalten und beim Schmelzen viel Rohstein geben, schlägt man, wenn sie silberarm sind, entweder bei der Roharbeit armer Dürrerze zu oder unterwirft sie einer eigenen Roharbeit und gibt den dabei erfolgenden Rohstein zur Entsilberung durch Blei oder Quecksilber ab. Bei einem grösseren Silbergehalte geben diese Erze das beste Material für die Amalgamation, wobei jedoch ein gleichzeitiger Gehalt an Kupferkies, Arsenikkies, Zinkblende und Bleiglanz unerwünscht ist. Reichere Erze können auch geröstet und mit bleiischen Zuschlägen verschmolzen werden. Silberhaltiger Schwe-

auch zur Zeit der grösste Theil des erforderlichen Rohsteins aus dieser Arbeit hervorgeht.

iges Verfahren. Construction Flammöfen.

Die Construction der Flammöfen, welche zum Umschmelzen der Bleischlacken jetzt angewendet werden, weicht im Allgemeinen wenig von der der gewöhnlichen englischen Flammschmelzöfen ab. Der Heerd des Ofens wird zunächst aus gut zusammengefügten eisernen Platten gebildet, welche auf steinernen Pfeilern aufliegen; auf diese Platten kommt eine mehrere Zoll starke Sandschicht und auf diese eine Lage gewöhnlicher, auf die hohe Kante gestellter Ziegel. Diese Ziegelsohle bildet die unmittelbare Unterlage der Schmelzsohle, welche aus einem Gemenge von Quarz mit etwas Rohschlacke besteht.

Die Beschickungsverhältnisse, sowie das Ausbringen bei dieser Arbeit sind Bd. II. S. 131 mitgetheilt.

Producte.

Der Rohstein wird jetzt durchgängig, um Verunreinigungen mit Sand etc. zu vermeiden, in eiserne Formen von länglicher abgestumpfter pyramidaler Gestalt und ca. 2 Ctr. Fassungsraum abgestochen; die Schlacken aber grösstentheils zu Schlackensteinen verarbeitet. Der erhaltene Rohstein unterscheidet sich schon in seinem äussern Ansehen wesentlich von dem frühern Schachtofenrohstein, die Ursache hiervon ist der bedeutende Zinkgehalt des Flammofenrohsteins. Während nämlich der Schachtofenrohstein auf dem frischen Bruche ein metallisches, dunkelspeisgelbes Ansehen und eine feinkörnige Beschaffenheit hat, ist der Flammofenrohstein auf dem Bruche glänzend, von schwarzer Farbe und grosser Dichtheit.

schaffenheit Flammofenohsteins.

Dieser Zinkgehalt beeinträchtigt nun allerdings, wenn der Stein nicht sehr gut zugebrannt wird, die spätere Wirksamkeit desselben als Zuschlag bei der Bleiarbeit und man hat deshalb in neuerer Zeit auf den Vorschlag von *Plattner*[1]) diesem Uebelstande versuchsweise dadurch entgegen zu arbeiten gesucht, dass man bei der Bleischlackenarbeit im Flammofen, der Beschickung, der e ausserdem nicht an eisenoxydreichen gerösteten kiesigen

---

[1]) B. u. H. Ztg. 1854. p. 81.

assification der Silbergewinnungsmethoden.

Die bekannt gewordenen hauptsächlichsten Silbergewinnungsmethoden lassen sich in folgende Abtheilungen bringen:

I. Abtheilung. Silbergewinnung auf trocknem Wege.

I. Abschnitt. Silberextraction mittelst Bleies.

I. Theil. Gewinnung von silberhaltigem Blei (Werkblei).

I. Kapitel. Bleiarbeit mit silberhaltigen Erzen.

A. Einschmelzen reicher Silbererze in Tiegeln mit Blei oder Glätte. Kongsberg.

B. Eintränken reicher Silbererze in Blei. Andreasberg, Freiberg, China etc.

C. Verschmelzen reicher ungerösteter Silbererze mit ungerösteten oder gerösteten Bleierzen oder bleiischen Producten, Roheisen, Kalk oder Eisenfrischschlacken in Schachtöfen. Allemont, Andreasberg, Joachimsthal.

D. Verschmelzen silberhaltiger Bleiglanze im ungerösteten Zustande mit Entschwefelungsmitteln (metallischem Eisen, Eisensteinen, eisenhaltigen Roh- und Bleisteinen, Eisenfrischschlacken etc.) Oberharz, Tarnowitz, Victor Friedrichshütte, Ems, Commern, Sala, Banat, Fahlun, Stolberg, Ramsbeck etc.

E. Verschmelzen gerösteter silberhaltiger Bleiglanze mit Entschwefelungsmitteln (Roheisen, geröstetem Rohstein, Eisenfrischschlacken). Przibram, Holzappel, Müsen, Lohe, Schemnitz, Pontgibaud, Freiberg.

F. Verschmelzen reiner ungerösteter Bleierze ohne Entschwefelungsmittel. Arbeit im nordamerikanischen Bleiheerd. Kärnthen, Przibram, Nordamerika.

G. Verschmelzen gerösteter silberhaltiger Bleierze ohne Entschwefelungsmittel in Schachtöfen (Unterharz, Fahlun) oder in Flammöfen (Kärnthen, England, Frankreich, Belgien) oder in Heerdöfen. (Schottland, England.)

H. Verschmelzen gerösteter, silberhaltiger Kupfererze mit gerösteten Bleierzen oder mit Producten der Treibarbeit. Müsen, Böhmen.

2. Kapitel. Bleiarbeit mit silberhaltigen Steinen, welche entweder beim Verschmelzen silberhaltiger Erze mit Schwefelkies (Roharbeit zu Freiberg, Sala, Kongs-

berg, Ungarn, Sibirien, Altai, Siebenbürgen etc.) absichtlich erzeugt, oder beim Verschmelzen silberhaltiger Blei- und Kupfererze gefallen sind. (Oberharz, Unterharz, Freiberg, Müsen, Victor Friedrichshütte etc.)

A. Behandlung des ungerösteten Roh- oder Kupfersteines mit metallischem Blei.

1. Eintränkarbeit (der geschmolzene Stein wird in flüssigem Blei umgerührt). Ungarn, Siebenbürgen, Sibirien.

2. Hydrostatisches Schmelzen oder Schmelzen durch die Bleisäule (der geschmolzene Stein steigt in einer Säule flüssigen Bleies in die Höhe). Müsen, Versuche auf den Altaischen und Oberharzer Hütten.

B. Verschmelzen des ungerösteten Kupfersteines mit bleiischen Producten. Müsen, Oeblarn.

C. Verschmelzen des gerösteten Rohsteines mit ungerösteten Bleierzen (Sala) oder mit gerösteten Bleierzen (Freiberg) oder mit Producten von der Treibarbeit (Kongsberg).

D. Verschmelzen des ungerösteten Bleisteins mit ungeröstetem Bleiglanz und Eisen. Tarnowitz.

E. Verschmelzen des gerösteten Bleisteins mit Eisen. Oberharzer Bleisteinarbeiten.

F. Verschmelzen des gerösteten Bleisteines ohne besondere Entschwefelungsmittel. Unterharzer, Freiberger und Andreasberger Bleisteinarbeiten.

3. Kapitel. Bleiarbeit mit silberhaltigem Schwarzkupfer (Saigerung). Oberharz, Unterharz, älteres Verfahren im Mansfeldschen, zu Grünthal in Sachsen, verbesserter Saigerprozess zu Fahlun.

2. Theil. Abscheidung des Silbers aus silberhaltigem Blei.

1. Kapitel. Abtreibprozess behuf Darstellung von Blicksilber.

A. In Treiböfen mit unbeweglichem Heerd. Oberharz, Unterharz, Freiberg, Tarnowitz, Müsen, Ungarn etc.

B. In Treiböfen mit beweglichem Heerd. England, Belgien, Stolberg bei Aachen etc.

anreichert, während sich das Kupfer in einem Stein (durch den Schwefelgehalt des Schwerspaths erzeugt) abscheidet;

b) einen Stein, aus $\dot{F}e$ und $\dot{P}b$ bestehend, welcher fast sämmtliches Silber der rohen Speise enthält;

c) Schlacke, ähnlich einer Bleischlacke zusammengesetzt. Die Arbeit wird besser im Flammofen als im Schachtofen vorgenommen.

Sala.

B. Roharbeit zu Sala[1]) in Schweden. Man unterwirft hier zu Schlammschlieg gezogenen silberhaltigen Bleiglanz, der etwa 4½% Blei und sonst nur Erdarten enthält, der Roharbeit. Der Silbergehalt des reinen Bleiglanzes steigt bis 40 Loth pro Ctr. 100 Ctr. Schlammschlieg werden beschickt mit

40 Ctr. rohem Kies für die Steinbildung
16 „ geröstetem Kies } zur Schlackenbildung
16 „ Quarz }
80 „ Bleischlacken
20 „ silberhaltigem Schwefelkies.

Man erhält hiervon 30 Ctr. Stein (Scharstein) mit 3 Loth Silber, welcher 3mal geröstet und dann der Bleiarbeit übergeben wird (Bd. II. p. 68).

Kongsberg.

C. Roharbeit zu Kongsberg[2]) in Norwegen. Der Roharbeit werden nur die Schliege (pag. 77) unterworfen.

Aelteres Verfahren.

Durch ein eigenes Vorbereitungsschmelzen stellt man aus den auf den Fällbändern gewonnenen silberhaltigen Kiesen, indem man dieselben für sich mit Rohschlacke durchsticht, einen Stein dar, mit welchem dann die ärmern Silberschliege nebst Schlacke in Krummöfen so oft durchgestochen werden (Rohschmelzen), bis die Schlacken ¼ Loth Silber enthalten.

Der hierbei erhaltene Stein wird geröstet und mit reichen Silberschliegsorten nochmals verschmolzen (Anreichschmelzen), wieder geröstet, nochmals mit Reich-

[1]) *Karst.*, Metall. V, 506. — *Erdm.*, J. f. ök. Ch. I. 314; VI, 113. *Russegger's* Reisen IV, 641.

[2]) *Böbert* in *Karst.* Arch. 1 R. XII, 267. — *Russegger's* Reis. IV, 552. — *Tunner's* Jahrb. 1852. p. 191. — *Herter* in B. u. H. Ztg. 1855. p. 100.

schlieg angereichert und dann durch Verschmelzung mit Glätte und Heerd entsilbert. Der dabei fallende Bleistein kömmt nach dem Abrösten nochmals zum Schmelzen, wobei neben Werkblei Stein fällt, der au Schwarzkupfer verschmolzen wird. Die Schwarzkupfe macht man nach dem Absaigern gaar. Die Werke ent halten bis zu 25% Silber. Sind sie ärmer, so werden sie wiederholt zum Einträuken genommen, bis sie diesen Gehalt erreicht haben. Diese zu weit getriebene Anreicherung ist jedoch unvortheilhaft, weil dadurch beim Treiben ein grosser Silberverlust entsteht.

Erhitzte Gebläseluft hat eine Brennmaterial- und Metallersparung herbeigeführt.

Die Anwendung niedriger Krummöfen beim Roh und Anreichschmelzen ist jedenfalls unvortheilhaft. In 14—16′ hohen Oefen liesse sich in derselben Zeit unter Lohnersparung ein weit grösseres Quantum durchsetzen und man würde die Kiese direct mit den Silbererzen durchschmelzen können, wodurch das Vorbereitungs schmelzen auf Kiesleche beseitigt und dadurch der Prozess vereinfacht würde.

Das jetzige Verfahren umfasst nachstehende Arbeiten

a) Die Roharbeit. Man sticht gegen 30% der armen, ³/₄—3 Loth Silber enthaltenden Schlämme mit 50% einer eisenoxydulreichen Schlacke von einem der nachfolgenden Prozesse und der zur Bildung eines 6—8löthigen Steines erforderlichen Schwefelkiesmenge über einen Sumpfofen durch, wobei absetzbare Rohschlacke mit ¹/₁₀ Loth Silber und Rohstein mit 7—8 Loth Silber bei geringem Kupfer- und Zinkgehalt erfolgen.

b) Das Rohsteinschmelzen und die Eintränkarbeit. 40% des in Stadeln mit 6—8 Feuern zugebrannten Rohsteines werden mit 60% der reichen, 16—18löthigen Schlacke und einer geringen Menge der unreinsten Schlacken von der eigenen Arbeit bei einem sehr hitzigen Ofengange verarbeitet, der dabei erfolgende reiche Stein im Stechheerde in armes Blei eingetränkt, welches man durch öftere Anwendung bis auf einen Gehalt von 17—20 Mark bringt und dann abtreibt. Die sehr frische

$\acute{A}g. + xPb = Ag\ Pbx + \dot{P}b$. Enthalten die Silbererze noch andere Schwefelmetalle, namentlich $\dot{F}e$ und $\dot{C}u$, so werden diese vom Pb weniger zerlegt[1]).

Als Producte der Schmelzung erhält man silberhaltiges Blei und entsilberten Stein ($\dot{F}e$, $\dot{C}u$, $\dot{P}b$). Je weniger Cu die Erze enthalten, desto leichter und vollkommener ist die Extraction des Silbers, weil das $\dot{C}u$ stets einen Theil des $\acute{A}g$ mit grosser Kraft im Stein zurückhält und eine wiederholte Ausziehung desselben erforderlich macht. Da nun die reinen Silbererze fast nie frei von silberhaltigen Kupfererzen sind, so erfolgt stets ein kupferhaltiger Stein, der niemals durch Blei oder Bleierze vollständig zu entsilbern ist. Man lässt seinen endlichen Silbergehalt entweder ganz unbeachtet oder gewinnt ihn erst aus dem daraus erzeugten Schwarzkupfer durch Saigerung. Es halten indessen auch Schwefelblei und Schwefeleisen immer geringe Silbermengen zurück. Antimon- und Arsensilber verhalten sich zum Blei ähnlich wie Schwefelsilber.

Der vorstehende chemische Prozess findet statt beim Verschmelzen reicher Silbererze mit Blei in Tiegeln, beim Eintränken derselben in Blei, bei der Behandlung silberhaltiger Steine mit metallischem Blei (Eintränkarbeit und hydrostatisches Schmelzen), ferner theilweise bei der Niederschlagsarbeit silberhaltiger Bleiglanze durch Eisen. Ein Theil des Silbers wird in letzterem Falle durch Zersetzung des $\acute{A}g$ S mittelst Fe ausgeschieden. Zu einer vollständigen Zersetzung des $\acute{A}g$ S durch Fe gehört ein lange anhaltendes Schmelzen, trotzdem aber erfolgt die Entsilberung niemals ganz vollständig.

2) Auf der zersetzenden Einwirkung von Bleioxyd[2]) und schwefelsaurem Bleioxyd auf Schwe-

[1]) Wirkung des Bleies auf die Arsenschwefelverbindungen des Eisens, Kobalts und Nickels. *Erdm.* J. X. 13.

[2]) *Fournet*, Verhalten des Schwefelsilbers zu Bleioxyd. *Erdm.* J. f. ök. Ch. I. 49.

elsilber in der Weise, dass silberhaltiges Blei und $\dot{\text{S}}$ entsteht.

$(\dot{Ag} + 2\,\dot{S}b = Pb^2\,Ag + \dot{S};)\ (\dot{Ag} + \dot{P}b\,\ddot{S} = Pb\,Ag + 2\dot{S}.)$.

Dieser Prozess findet beim Verschmelzen ungerösteter schwefelhaltiger Silbererze oder silberhaltiger Steine mit gerösteten Bleierzen oder oxydirten Bleiverbindungen (Glätte, Abstrich etc.) statt, nebenbei wirkt aber auch das reducirte Blei auf das $\dot{Ag}$ auf die sub 1 angegebene Weise. Bei diesem Schmelzverfahren ist ein Steinfall und somit ein Silberrückhalt im Stein ebenfalls nicht zu vermeiden, indem theils die beim Rösten der Bleierze nicht zerlegten und die im Silbererz enthaltenen Schwefelungen, theils aber auch die aus den schwefelsauren Salzen reducirten Schwefelungen einen silberhaltigen Lech bilden.

3) Auf der reducirenden Einwirkung des Bleies auf Silberoxyd[1]) oder auf schwefelsaures Silberoxyd.

$$2\,Pb + \dot{Ag} = \dot{P}b + Ag\,Pb$$

$$\dot{Ag}\,\ddot{S} + 3\,Pb = Pb\,Ag + 2\,\dot{P}b + \dot{S}$$

Diese Reaction kommt neben den sub 1 und 2 angeführten in dem Falle vor, wenn geröstete Silbererze oder Steine mit metallischem Blei in Berührung kommen.

Schwefelsilber[2]) für sich geröstet kann unter Entwickelung von $\dot{S}$ völlig in met. Silber umgewandelt werden. Ist es aber mit anderen Schwefelmetallen gemengt, z. B. mit $\dot{F}e$ und $\dot{C}u$, so entsteht stets ein Theil $\dot{Ag}\,\ddot{S}$, welches sich bei höherer Temperatur zerlegt, als die schwefelsauren Salze des Eisens und des Kupfers (Bd. II, p. 166.)

4) Auf der grössern Verwandtschaft des Silbers zum Blei, als zum Kupfer. Beim Zusammenschmelzen von silberhaltigem Kupfer mit Blei erzeugt sich

[1]) Entstehung des $\dot{Ag}$ bei Hüttenprozessen. *Karst*, Met. V. 472.

[2]) *Lampad.*, Verhalten des $\dot{Ag}$ im Röstfeuer. *Erdm.*, J. f. ök. Ch. V. 262.

ein Gemenge von leichtflüssigem, silberhaltigem Blei und einer strengflüssigeren Legirung von etwa 3 Cu auf 1 Pb mit geringem Silbergehalt. Ersteres lässt sich von letzterem durch Saigerung trennen.

el dieses fahrens.

Im Allgemeinen sind die Entsilberungsprozesse mittelst Bleies, schon seit den ältesten Zeiten angewandt, unvollkommen, sie führen einen grossen Verlust an Silber, Kupfer und Blei herbei, sind gewöhnlich sehr complicirt und kostbar und geben in der Regel ein Kupfer von nicht besonderer Qualität.

An ihre Stelle sind in neuerer Zeit zum Theil die vollkommneren Amalgamationsprozesse getreten, welche gegenwärtig den noch einfacheren und wohlfeileren Silberextractionsprozessen *Augustin's* und *Ziervogel's* zu weichen anfangen.

ahl einer thode.

Es sprechen über die Wahl der Zugutemachungsmethoden nicht allein die Beschaffenheit der Erze, sondern auch örtliche Verhältnisse mit, z. B. wohlfeile Bleierze oder gänzlicher Mangel an denselben. So ist z. B. das Blei als Extractionsmittel für goldhaltige Silbererze durch ein anderes Scheidungsmittel noch nicht ersetzt (Ungarn), weil durch dasselbe gleichzeitig Silber und Gold ausgezogen werden, während durch andere Mittel letzteres Metall gewöhnlich nur sehr unvollständig gewonnen werden kann.

Ob die Entsilberung gleich mit den Erzen oder aus dem daraus dargestellten Stein oder Schwarzkupfer vorzunehmen ist, hängt hauptsächlich vom Silbergehalt und von Lokalverhältnissen ab, namentlich von der Menge der zu Gebote stehenden Bleierze und deren Preise.

ehung des verlustes.

Der beim Schmelzen einer bleiischen Beschickung erfolgende Bleiverlust entsteht nach *Vogl*[1]) durch Verschlackung und Verflüchtigung. Die Verschlackung wird entweder durch Eingehen des Bleioxydes in eine chemische Verbindung mit den Bestandtheilen der Schlacke oder mechanisch durch Adhäriren des Bleies oder Leches an der Schlacke herbeigeführt. Der ersteren Verschlak-

[1]) B. u. H. Ztg. 1855. p. 1.

b) 35—60 Pud Heerdrohstein (theilweise entsilbert Rohstein),

c) 40—60 Pud Kalkstein und

d) 20 Pud Seesalz beim reichen Schmelzen.

Erfahrungsmässig ist das Schwefelkupfer von d Schwefelmetallen am meisten befähigt, das Silber de Erze zu entziehen und dem Rohsteine zuzuführen, dag gen aber gibt ein solcher Rohstein das Silber schwierig ans Blei ab, und zwar um so unvollständiger, je reich er an Kupfer ist. Man muss deshalb kupferreiche Pr ducte entweder mit kiesigen Erzen oder mit einem Uebe schuss an späthigen Erzen verschmelzen, um die Rohstei masse höher hinauf zu bringen, oder bei Mangel an K pfer und Ueberschuss von Schwerspath mehr kupf haltige Rohsteine aufgeben.

Das Schmelzen geschieht in 12—16 Fuss hohen ei förmigen Oefen von 3 Fuss Tiefe, $2^1/_2$ Fuss Breite hint und 2 Fuss Breite vorn. Nach der Form zu erweite sich der Ofen. Man schmilzt mit einer Nase, welche b reicheren Erzen lang und dunkel, bei ärmeren und schwe schmelzbaren kurz und hell gehalten wird. In 24 Stu den setzt man eine Schicht (400 Pud) durch; auf 100 Pu Erze gehen 4—5 Körbe Holzkohlen von 20 Pud Gewich Bei diesem Schmelzen erfolgen:

a) reicher Rohstein mit 8—9 Solot. und arm Rohstein mit 6—7 Solot. Silber. Die Rohsteine bestehe aus 25—35 % Eisen, 7—15 % Kupfer, 15—20 % Bariu 3—8 % Blei und beinahe ebenso viel Zink, etwas Antim und ausserdem enthalten die reichen Rohsteine no 2—5 % Natrium. Sowohl der arme, als auch der reic Rohstein wird durch Eintränken in Blei entsilbert.

Es ist unvortheilhaft, Rohsteine mit weniger als Sol. Silber herzustellen, weil beim demnächstigen Schme zen mit Blei ein bedeutender, der Quantität des zu ve schmelzenden Rohsteines proportionaler Metallverbran stattfindet. Bei mehr als 9 Sol. Silbergehalt wird d Silberverlust bedeutend. Je leichtflüssiger die Erze sin desto reicher kann man den Rohstein machen.

b) **Unreine Schlacken**, welche vor und nach dem Abstechen erfolgen und nochmals umgeschmolzen werden.

c) **Reine Schlacken** mit 50 — 55% Kieselerde, 5—15% Baryterde, 7—20% Kalk, 10—18% Eisenoxydul, 2 — 4% Thonerde und geringen Mengen $\dot{Mg}$, $\dot{Pb}$, $\dot{Cu}$, $\dot{K}$ und $\dot{Na}$. Es sind gewöhnlich Trisilicate oder Gemenge von Bi- und Trisilicaten. *Guerngross*[1]) hat aus Rohschlacken durch Aufbereitung derselben eingemengten Rohstein mit Vortheil ausgezogen.

d) **Flugstaub**, zu dessen Condensation verschiedene Versuche angestellt sind.[2])

E. **Frühere Roharbeit auf den niederungarschen Hütten**[3]) (Scharnowitz, Kremnitz, Neusohl). Je nach ihrem Silbergehalt theilt man die Erze in 3 Classen, in Roherze mit 2—3 Loth, Anreicherze mit 3—5 Loth und Frischerze, welche über 5 Loth halten. Jede dieser 3 Klassen wird für sich der Roharbeit in der Weise unterworfen, dass der vom Verschmelzen der Erze erster Klasse erhaltene Rohstein als Ansammlungsmittel für das Silber aus den Erzen der 2. Klasse und der angereicherte Stein wieder bei der Roharbeit der 3. Erzklasse zugesetzt wird, so dass endlich ein Stein resultirt, in welchem der Silbergehalt aus den Erzen aller 3 Klassen concentrirt ist. Man nennt diese 3 Schmelzarbeiten die **Roharbeit**, das **Anreichschmelzen** und die **Frischarbeit**. Der beim letzten Schmelzen erhaltene Stein wird durch die Eintränkarbeit (p. 106) entsilbert.

Ungarn.

Die 2malige Concentration des Silbergehalts im Stein geschieht in der Absicht, um reichere Werke zu erhalten und dadurch die Treibearbeit mehr zu beschränken. Vielleicht wird man diesen Zweck dadurch eben so vollkommen und noch einfacher erreichen können, wenn man

---

1) B. u. H. Ztg. 1852. Nro. 31.

2) Bgwfd. 1853. Nro. 27. pag. 417.

3) *Karst.* in *Erdm.* J. f. pr. Ch. I, 193, 479. — *Planitz* in *Karst.* Arch. 2. R. IX, 405, 439. — *Karst.* Met. V, 536. — *Wehrle*, Hüttenkde. II, 401. Neuer Schaupl. der Bgwkd. XII, 73.

sämmtliche Erze einem Rohschmelzen übergibt, den Stein einträukt und das arme Einträukwerkblei so oft wieder zum Einträuken anwendet, bis es den gehörigen Silbergehalt besitzt.

II. Entsilberung silberhaltiger Roh-, Kupfer- und Bleisteine durch Verbleiung.

lberungs-thoden.

§. 36. Allgemeines. Die Entsilberung der Leche kann geschehen:

1) Durch Behandlung derselben in ungeröstetem Zustande mit metallischem Blei (Einträukarbeit in Ungarn, Siebenbürgen, Sibirien und hydrostatisches Schmelzen in Müsen, auf den Altaischen und Oberharzer Hütten), oder mit bleioxydhaltigen Substanzen (Müsen, Oeblarn), oder mit Bleiglanz und Eisen (Tarnowitz).

2) Durch Verschmelzen gerösteter Leche mit ungerösteten Bleierzen (Sala), oder mit gerösteten Bleierzen (Freiberg), oder mit Producten der Treibarbeit (Kongsberg.)

3) Durch Verschmelzen gerösteter bleihaltiger Steine für sich (Unterharzer, Andreasberger und Freiberger Bleisteinarbeiten), oder mit Zuschlag von Eisen (Oberharzer Bleisteinarbeiten).

Theorie.

§. 37. Behandlung ungerösteter Leche mit metallischem Blei. Sie beruht auf dem pag. 71 weiter ausgeführten Verhalten des metallischen Bleies zum Schwefelsilber, welches letztere von ersterem unter Bildung von Schwefelblei zersetzt wird. Das ausgeschiedene Silber geht in das überschüssig vorhandene Blei. Diese Entsilberung findet um so vollkommener statt, in je innigere Berührung man den geschmolzenen Stein mit dem flüssigen Blei bringt; vollständig ist jedoch die Zerlegung nie, und es ist nur möglich, den Silbergehalt durch wiederholte Behandlung des Steins mit frischem Blei so weit auszuziehen, dass er die Schmelzkosten und den Bleiverlust deckt und eine Saigerung der aus dem Stein erzeugten Schwarzkupfer unnöthig wird.

endbarkeit r Methode.

Dieses Verfahren findet hauptsächlich da Anwendung,

die Dämpfe des Arsens, Zinks und Schwefels viel Silber fortgerissen wurde.

Neues Tiegelschmelzen. Man schritt deshalb zum Tiegelschmelzen und fand, dass zwar der Silberverlust beim Schmelzen viel geringer war als früher, dagegen beim Feinbrennen desto grösser wurde. Seitdem man aber beim Schmelzen 3% Eisenfeile zur Zersetzung des flüchtigen Schwefelsilbers zugeschlagen hat, ist man mit dem Erfolg zufrieden.

Das Schmelzen geschieht in Ypsertiegeln in Quantitäten von 600 Mark in einem Zugofen. Zur Verschlackung des F̄e gibt man einen Zusatz von Quarz und 1% Borax. Man schmilzt täglich in ein und demselben Tiegel 4—6 mal und erhält folgende Producte:

Schmelzproducte. a. Silber, wird bei einem geringen Zusatz von Blei (auf 3 Mk. etwa 1 Loth) auf beweglichen Testen von Holzasche mit viel Kalk feingebrannt. Auf 100 Mark braucht man etwa 110 Cbfss. leichte Fichtenkohlen. Man hat pro Mark durchschnittlich einen Silberverlust von 2¾ Loth. Die Brandsilber werden von der Münze zu 15 Loth 16 Grän angenommen.

b. Schlacke. Sie wird mit dem Gekrätz vom Feinbrennen gestossen, die grösseren Silberkörner ausgewaschen und der Rest an die Roharbeit abgegeben.

Grösse der Production. Man beschafft mit dem Tiegelschmelzen den grössten Theil der Kongsberger Silberproduction, nämlich etwa ¾ der ganzen etwa 4000 Mark betragenden jährlichen Production.

B. Eintränken reicher Silbererze beim Abtreiben des Werkbleies.

Andreasberg. §. 27. Beispiel. Verfahren zu St. Andreasberg im Harze. Sobald beim Treiben armer Werke der Abstrich anfängt in Glätte überzugehen, streut man die reichen Silbererze mittelst einer eisernen Kelle in Quantitäten von 1—2 Ctr. bei abgestelltem Gebläse auf das Metallbad und feuert etwa 1 Stunde scharf. Das Erz röstet hierbei ab, sein Silbergehalt geht ins Blei über, es kommt Alles in dünnen Fluss und die erdigen Bestandtheile geben bei gleichzeitig angelassenem Gebläse eine Schlacke, welche mit dem Streichholz abgezogen und bei einem Gehalte von

c = 11,33 und x die gesuchte Höhe des mit Blei zu fülle
den Vorheerds ist, so hat man

$$x : a = b : c \text{ oder}$$

$$x = \frac{a \, . \, b}{c} = \frac{30,5}{11,33} = 14 \text{ Zoll.}$$

rderliche affenheit Steines. Bleiische Steine eignen sich wegen ihrer Dickflüss keit (Altenau) weniger zu dieser Entsilberung, als (leichtflüssigen arsen- und antimonhaltigen (Andrea berg), desgl. nicht zu kupferreiche Steine, weil si hierbei ein im obern Schachttheil abgerösteter Stein ni(wieder gehörig schwefeln kann, sondern sich Kupfer : ducirt und dieses nicht allein mit dem Werkblei si verbindet, sondern auch den Communicationskanal z\ schen den Heerden verstopft und dadurch eine baldi Zerstörung desselben herbeiführt.

gleichung hydrost. elzens mit aigerung. Im Allgemeinen gestattet das hydrostatische Schm zen mit passenden Kupfersteinen im Vergleich mit (Saigerung einen geringern Kupfer- und Bleiverlust, (gegen pflegt die Entsilberung nicht so vollständig zu se Es kommt bei der Auswahl der einen oder andern M thode darauf an, ob das mehr ausgebrachte Blei und K pfer den Werth des weniger ausgebrachten Silbers a wiegt oder nicht und ob es namentlich bei sehr silb armem, deshalb kaum noch saigerwürdigem Schwarzkup nicht rathsamer ist, Gaarkupfer mit etwas höher Silbergehalt, als die Saigerung liefert, dagegen aber m(Kupfer und dieses mit geringerem Bleiverbrand u Kostenaufwand darzustellen, was jedoch stets von Lok verhältnissen abhängen wird. In Andreasberg hat s das hydrostatische Schmelzen mit silberarmen, nicht bleireichen Kupfersteinen in dieser Beziehung eine Z lang vortheilhafter, als die Saigerung erwiesen. . Nachtheile des hydrostatischen Schmelzens sind zu zeichnen: die künstliche Vorrichtung des Zumach(und das viel Aufmerksamkeit erfordernde Schmelz

eispiele. Das hydrostatische Schmelzen ist zeitweilig auf na stehenden Werken in Ausführung gewesen:

Müsen.

1) Zu Müsen[1]) setzte man zunächst in dem Bleisäulenofen so viel Glätte durch, als zur Erzeugung von 4 Ctr. Blei nöthig war und verschmolz darauf Kupferstein (Bd. II. p. 102), welcher, um das Schmelzen zu verlangsamen, mit Thonschiefer vermengt wurde. Die im Ofenschachte ruhende Schichtsäule drückte dann aufs Blei, welches durch einen Kanal in den Vortiegel gedrängt wurde, wodurch die Bleisäule entsteht. Diese ruht auf einer Unterlage von immer neu nachdrängendem flüssigen Stein, welcher bei seinem geringern spec. Gewicht in der flüssigen Bleimasse in die Höhe steigt, sich auf die Oberfläche begibt und von hier scheibenweise abgehoben wird.

Das Werkblei wird von Zeit zu Zeit auf seinem Silbergehalt untersucht, und beträgt dieser 20 Loth, so sticht man dasselbe ab. Dann bringt man schon vorher geschmolzenes Blei in den Vorheerd ein und wiederholt den Prozess. Der die beiden communicirenden Räume trennende Damm besteht aus schwerem Gestübbe und erhält seine Befestigung an der Vorderseite durch den Bruststein und unterwärts durch einen zweiten Stein (Bleistuhl), welcher über dem Verbindungscanal auf beiden Seiten im Gestübbe ruht und ausserdem dazu dient, den Kupferstein zu vertheilen und ins Innere der Bleisäule zu führen.

Die Versuche sollen nicht sehr günstig ausgefallen sein, weshalb die Arbeit ausser Betrieb gesetzt ist.

St. Andreasberg.

2) Zu St. Andreasberg[2]) im Oberharze wurde früher der silberhaltige Kupferstein (Bd. II. p. 56) auf Schwarzkupfer verschmolzen und dieses der Saigerung unterworfen. Diese Methode ist mit einem bedeutenden Verlust an Blei und Kupfer verbunden, weshalb man sich zur Entsilberung des rohen, antimon- und arsenhaltigen, dünnflüssigen Steins durch die Bleisäule entschloss und bei einiger Modification des Verfahrens bes-

---

[1]) *Winkler*, die Entsilber. des Kupfersteins durch die Bleisäule in Müsen. *Erdm.* J. f. ök. Chem. XVI, 48 (1833). *Lamp.* Fortschr. 1839. p. 75; *Karst.* Met. V, 520; *Wehrle* II, 418. Fig. 216 u. 217.

[2]) *Kerl*, Oberh. Hüttenpr. 1852. p. 196. — *Lamp.* Fortschr. 1839. p. 75.

b) Stein, wird einmal geröstet, für sich durchgestochen und der davon fallende Stein ans arme Schliegschmelzen abgegeben.

c) Schlacken, kommen zur Bleisteinarbeit.

Wegen Anwendung grösserer Bleizuschläge in höheren Oefen ist die Arbeit zu Andreasberg viel vollkommener als zu Allemont. Im Jahre 185½ sind zu St. Andreasberger Hütte überall 222⅙ Röste Schlieg mit 6636 Mrk. 5 Loth Silber verschmolzen.

Nach *Seidensticker* betrug

1) der nachweisbare Silberverlust in den Abgängen und Producten in

11049	Str. Schlacken	à $^1/_{16}$ Loth	=	43 Mrk. 2½ Loth
5334	„Fluthabgängen	à $^3/_{16}$ „	=	62 „ 8 „
1248,53	„Blei	à ⅛ „	=	9 „ 12⅛ „
142	„Gaarkupfer	à 1⅜ „	=	12 „ 3¼ „
		zusammen	=	127 „ 10 „

oder 1,93% Silber von der Anlage;

2) der in Zahlen nicht nachweisbare Silberverlust durch Verflüchtigung und durch die dem Andreasberger Betriebe eigenthümlichen ungünstigen natürlichen Verhältnisse (Arsen- und Antimongehalt der Erze, Mangel an Blei in der strengflüssigen Beschickung, Verblasen des Bleisteines etc.) mindestens 2,5%, so dass der ganze Silberverlust 4,43—4,5% von der Anlage ausmacht.

Zur Deckung dieses Verlustes dienen nachstehende Remedien:

1) Das Remedium bei der Nässprobe. Man rechnet ½ Ctr. der gefundenen Nässe und darüber für einen vollen Ctr., während Bruchtheile unter ½ Ctr. weggelassen werden. Im Jahre $18^{51}/_{52}$ erfolgten als Remedium 0,138% Silber.

2) Das Remedium durch Capellenzug beim Probiren. Es sind Erze verschmolzen mit 1¼ bis 480 Loth Silber im Ctr. Nimmt man den Capellenzug (pag. 41) nach Procenten des Silberkornes an zu

4% bei 1¼—4 Loth Silbergehalt
3 „ „ 4¼—8 „ „
2 „ „ 8¼—16 „ „

1% bei $16^1/_4$—24 Loth Silbergehalt
$^3/_4$ „ „ $24^1/_4$—480 „ „
so berechnet sich das durch denselben erhaltene Remedium in dem bezeichneten Jahre zu 1,635%.

3) Das Remedium durch das fehlende $^1/_4$ Loth beim Probiren. Das Auswägen der Probekörner soll vorschriftsmässig nur bis zum letzten Viertelloth geschehen und die überschiessenden kleineren Gewichtstheile der Hütte als Deckungsmittel für die unvermeidlichen Verluste dienen. Erfahrungsmässig spielt die Wage bei etwa $^1/_3$ der Silberkörner genau ein, bei diesen findet also gar kein Remedium statt. Von den übrigen $^2/_3$ der Proben bleibt $^1/_{16}$—$^3/_{16}$ Loth Silber ungewogen, mithin bei jeder Probe durchschnittlich $^1/_8$ Loth, was für die im Jahre $18^{51}/_{52}$ gelieferten 9217 Ctr. Schliege 0,778% beträgt.

Die sämmtlichen Remedien haben demnach 2,551% von dem in den gelieferten Schliegen enthaltenen Silber betragen.

Zieht man die gefundene Procentzahl 2,55 von dem zu 4,43 — 4,5% ermittelten Silberverluste ab, so bleiben 1,88—1,95% Silber ungedeckt. Je mehr reiche Silbererze man beim Abtreiben des Werkbleies einträukt (pag. 80), desto geringer ist der Silberverlust. Seit Einführung der Arsenikarbeit durch *Seidensticker* (pag. 12) werden jährlich etwa 1,9% Silber mehr ausgebracht, als früher.

Freiberg. C) Verbleiung silberreicher, Nickel und Kobalt enthaltender Erze zu Freiberg [1]). Dürrerze mit 80—90 Pfundtheilen Silber und 2—3 Pfund Ni und Co im Centner wurden versuchsweise mit 100—150 Ctr. geröstetem Bleiglanz, 50—70 Ctr. geröstetem Rohstein und 12 Ctr. Kalkstein verschmolzen, um das Silber im Blei und Ni und Co in einer Speise anzusammeln. Die Versuche sind noch zu neu, als dass man über den Erfolg ein sicheres Resultat gewonnen hätte. Zur Vergleichung hat man dieselben Erze der Amalgamation unterworfen.

Joachimsthal. D) Zu Joachimsthal (Bd. II, p. 97) schmilzt man die reicheren Silbererze mit gerösteten Lechen von der

[1]) Freib. J., 1848, p. 79.

Rohschmelzung armer Erze mit Bleierzen und Treibproducten unter Zuschlag von Eisen (erste Verbleiung). Die dabei fallenden Leche werden geröstet und mit Treibproducten der zweiten Verbleiung unterworfen, worauf noch eine dritte und vierte folgt.

Anstatt der früheren Krummöfen mit engerem Schmelzraume, welche einen bedeutenden Bleiverlust veranlassten, hat *Vogl*[1]) höhere Oefen (Taf. III, Fig. 51, 52) mit erweitertem Schmelzraume und sich verengendem Schachte construirt, bei denen der Bleiverlust aus bereits angeführten Gründen (pag. 74) auf ein Minimum herabgebracht ist. Wegen eines grösseren Gehaltes an Zinkblende ist aber die Schlacke silberreicher geworden. Die Schachtscheider (Bd. II, p. 97) haben sich wegen eines raschen Ansatzes zinkischer Ofenbrüche nicht bewährt. Der Düsendurchmesser beträgt 1¾ Zoll, die Windpressung 6 Linien.

D. Verschmelzen silberhaltiger Bleierze im gerösteten und ungerösteten Zustande, gewöhnlich auch mit wenig silberhaltigen Kupfererzen.

§. 30. Allgemeines. Hierher gehören die meisten Prozesse, welche früher beim Blei (Bd. II, p. 18) abgehandelt sind. Selten enthalten die Bleierze gar kein Silber, und daher sind die meisten der beschriebenen Bleigewinnungsmethoden zugleich als eine Vorarbeit für die Silbergewinnung zu betrachten, indem dadurch das Silber ins Blei gebracht wird, und es kommt dabei nur darauf an, ob die Abscheidung des Silbers lohnend ist. Der Kupfergehalt der Erze sammelt sich in einem Stein an, welcher immer Silber zurückhält. Dieser Silbergehalt wird entweder unbeachtet gelassen oder beim Verschmelzen des Steins im gerösteten Zustande für sich oder mit bleiischen Zuschlägen im Werkblei concentrirt oder aus dem beim Verschmelzen des Steins entstehenden Schwarzkupfer anderweitig gewonnen.

Allgemeines.

---

[1]) B. u. h. Ztg., 1855, p. 1.

B. Verschmelzen gerösteter silberhaltiger Kupfererze mit gerösteten Bleierzen.

endbarkeit r Methode. §. 31. Allgemeines. Diese Methode ist nur vortheilhaft, wenn der Silbergehalt in den Kupfererzen nicht zu bedeutend ist. Bei überwiegenden Silbererzen ist, um einer Verschlackung des Silbers vorzubeugen, eine Roharbeit, die Concentration des Silbers in einen Stein, erforderlich, welcher letztere sich dann, wie später angeführt werden wird, verschieden behandeln lässt. Alle Schmelzprozesse ohne Rohschmelzen bewirken bei nicht allzu bedeutendem Silbergehalt der Erze einen grösseren Metallverlust, weil durch die vorangegangene Röstarbeit der Grund zum Verschlacken beim Schmelzen gelegt wird, was bei dem Rohschmelzen der ungerösteten Erze, wodurch nur die Erdarten abgeschieden werden, weit weniger der Fall ist.

§. 32. Beispiele.

erfahren. A. Verfahren in Böhmen[1]), im südlichen und südwestlichen Deutschland. Die nicht stark gerösteten silberhaltigen Kupfererze werden mit möglichst stark gerösteten Bleierzen oder Producten aus der Treibarbeit in niedrigen Oefen verschmolzen, wobei folgende Producte entstehen:

a. Werkblei, kommt zum Abtreiben.

b. Speise zuweilen, wird geröstet ans Erzschmelzen zurückgegeben.

c. Stein, wird zu wiederholten Malen geröstet und mit Producten der Treibarbeit verschmolzen. Bei nicht sehr reichen Erzen pflegt der Stein nach der dritten Verbleiung gehörig entsilbert zu sein; bei bedeutendem Silbergehalt der Erze oder zu geringem Zuschlag von bleiischen Producten bei den vorhergehenden Arbeiten pflegt der Silberrückhalt im Stein nicht unbeträchtlich zu sein. Er wird dann nach erfolgtem Rösten auf Schwarzkupfer verschmolzen und dieses durch Saigerung entsilbert.

Dieser Prozess ist wegen des Kupferverlustes, des

[1]) *Karst.*, Met., V, 512.

Ungarn. 2) Früheres Verfahren auf den niederungar schen Hütten[1]) Der Anreichlech (pag. 98) wird i 14—16' hohen Sumpföfen mit 2 Formen der Frischarbei oder dem Verbleien unterworfen, welches darin besteht dass man ihn von Zeit zu Zeit in Quantitäten von 20—2 Pfd. in den Stichheerd absticht und hier mit Blei umrührt Letzteres wird in Quantitäten von 4 Ctr. auf die glühen den Kohlen gebracht, mit welchen der Stichheerd ange füllt ist. Dieses Quantum dient für mehrere Absticbe und bleibt 6—8 Stunden lang im Heerde. Nach dem jedes maligen Umrühren wird der auf die Oberfläche gehende Lech abgehoben und so oft in die Frischarbeit zurück gegeben, bis sein Kupfergehalt etwa auf 20% steigt. Er wird alsdann geröstet, mit quarzigen Erzen verschmolzen, abermals eingetränkt und als Durchstechlech nach gehö riger Verröstung auf bleihaltiges Schwarzkupfer ver schmolzen, welches bei einem Silbergehalt von 60—100 Loth pro Ctr. gleich beim Treiben zugesetzt wird. Der beim Schwarzmachen fallende sogenannte Oberlech wird auf Rohkupfer verschmolzen und dieses gesaigert. Das Eintränkwerkblei hält 36 Loth und mehr Silber. Die ungarsche Einträukarbeit gab früher, wo reiche Erze vorkamen, ein günstiges Resultat und wurde mit einer grossen Gewandtheit ausgeführt. Seit den 30iger Jahren aber sind die Silbererze ärmer geworden und die Förde rung von Bleierzen ist sehr gewachsen, gleichzeitig ist der Preis des Brennmaterials gestiegen, Grund genug, um an eine Vereinfachung der ältern Schmelzprozesse zu denken.

Ausserdem fiel der einzige Vortheil des Prozesses, der geringere Bleiverlust, dadurch weg, dass bei einem abnehmenden Silbergehalt der Erze doch dieselbe Menge Stein entsilbert werden musste. Es wurde deshalb vom

...eueres ...rfahren. Bergrath *Swaiczer* seit 1832 in Oberungarn ein Prozess eingeführt, welcher aus dem ältern und dem sächsischen Verfahren zusammengesetzt ist, (der Kupferauflösungs-

...nbürgen. prozess §. 60). In Niederungarn wurde ein combinirter

[1]) Citate siehe p. 97.

roh, unterworfen werden, hat, wie bereits angeführt ist, den Zweck, den Silbergehalt armer Erze und sonstiger Producte (Schlacken, Ofengeschur, Amalgamirrückstände etc.) in einer geringen Menge von Schwefelungen (Rohstein) — durch Schwefelkies- oder Schwerspathzuschlag erzeugt, wenn die Erze nicht schon hinreichend Schwefel enthalten, — anzureichern, während gleichzeitig die erdigen Bestandtheile und fremden Metalloxyde verschlackt werden.

Regeln bei der Roharbeit.

Beim Betrieb der Roharbeit sind folgende Regeln zu beobachten:

Zusammensetzung der Beschickung.

1) Die Beschickung muss, je nach der Beschaffenheit der Erze, so eingerichtet werden, dass

a) eine der Silbermenge der Beschickung entsprechende Steinmenge, sowie

b) eine gehörig dünnflüssige Schlacke gebildet wird.

ad a. In Bezug auf das Verhältniss des zu bildenden Rohsteins zu seinem Silbergehalt hat die Erfahrung gelehrt, dass die Concentration des Silbers in engen Schranken bleiben muss (etwa zwischen 4 und 6 Loth), wenn kein zu bedeutender Silberverlust entstehen soll. Dies hat darin seinen Grund, dass bei zu reichem Rohstein ein bedeutender mechanischer, aber unvermeidlicher Silberverlust dadurch entsteht, dass stets Rohsteintheilchen noch in der Schlacke zurückbleiben.

Mit der Erzeugung eines reichern Steines steht ein geringerer Schwefelkieszuschlag in Verbindung, in Folge dessen bleibt Silber unausgezogen und wird verschlackt.

Am zweckmässigsten hat sich nach der Probe ein Rohsteingehalt zwischen 30 und 50% in der Rohbeschickung erwiesen und es kommt bei Bildung derselben darauf an, dieses Verhältniss durch zweckmässige Gattirung kiesiger Erze oder durch besondere Kieszuschläge herzustellen. Sind die Erze zu kiesig, so müssen sie vor dem Rohschmelzen etwas abgeröstet werden. Selten ist der Kies ganz rein, ein Silbergehalt desselben ist erwünscht. Ein Kupferkiesgehalt ist eines Theils erwünscht, weil er dem Schwefelkiese eine stärkere Kraft in Betreff des Silberansammelns ertheilt und sich wegen seiner grössern

1) Wenn der Silbergehalt von Kupfererzen nicht
gross ist, dass die Behandlung derselben oder des dara
dargestellten Kupfersteins mit Blei rathsam erscheint,
concentrirt man den Silbergehalt absichtlich im Schwar
kupfer. (Aelterer Prozess in Mansfeld, Okerscl
Kupferarbeit.)

2) Beim Verschmelzen silberhaltiger Bleiglanze fi
sich, die mehr oder weniger Kupfererze beigemengt er
halten, oder bei Zugutemachung silberhaltiger Kupferer
oder Steine mit Blei bleibt, obgleich der grösste The
des Silbers durchs Blei ausgezogen wird, immer ei
nicht unbedeutender Theil Silber beim Kupfer zurück,
lange beide noch Schwefel vorfinden. Zwar kann ma
durch theilweises Entfernen des Schwefels durch Röstun
des silber- und kupferhaltigen Products und durch nacl
heriges Zusammenschmelzen desselben mit Blei ein etw
reicheres Werkblei erhalten; allein, da zur Bildung vo
Kupferstein, weil sonst das Kupfer ins Werkblei gehe
würde, stets etwas Schwefel im Röstgut bleiben muss, so wi
auch immer etwas Schwefelsilber zurückgehalten. I
solchem Falle verarbeitet man den silberhaltigen Ste
auf Schwarzkupfer und es fragt sich dann, ob der Silbe
gehalt desselben so gross ist, dass die Scheidungskoste
durch den Werth des Silbers gedeckt werden (Oberhar
Fahlun, älterer Prozess zu Freiberg, Unterharz).

raction des bers durch igerung.

Die Abscheidung des Silbers aus dem Schwarzkupf
kann auf verschiedene Weise geschehen; eine der ältest
Scheidungsmethoden ist die durch Blei, die sogenann
Saigerarbeit. Sie beruht darauf, dass wenn man silbe
haltiges Kupfer in einem gewissen Verhältniss mit Bl
zusammenschmilzt und die Legirung erstarren lässt, si
ein grosser Theil silberhaltiges Blei ausscheidet und e
Gemenge von silberhaltigem Blei und einer aus etwa 1 I
und 3 Cu bestehenden Legirung von bedeutend geri
gerem Silbergehalt entsteht. Erhitzt man dieses Gemen
bis zum Schmelzpunkt des Bleies, so fliesst (saigert) fa
nur das silberhaltige Blei aus und jene strengflüssi
Legirung bleibt zurück.

säuregehalte, Kalkstein und auch wohl nebenbei Eisenfrischschlacken zu. Ein zu starker Kalkzusatz kann dann aber Eisensauen erzeugen. Ochrigen Erzen theilt man wohl etwas Quarz oder quarzige Erze zu. Als ein gutes Verschlackungsmittel für die Erden haben sich die Bleierzsingulosilicatschlacken erwiesen. Die Roharbeit pflegt am besten zu gehen, wenn sich eine zwischen Bi- und Singulosilicat liegende Schlacke erzeugt, weil sich dabei der Rohstein am besten zu Boden senkt, ohne dass die Schlacke zu rasch erstarrt. Schwieriger wird die Roharbeit, wenn bei Mangel an kiesigen Erzen ein Schwerspathzuschlag gegeben werden muss (Sibirien).

Als Beispiel[1]) für die Zusammensetzung einer Rohofenbeschickung möge Folgendes dienen:

Beispiel. Zum Betrieb eines Rohofens sind 305 Ctr. Beschikkung nöthig, welche vom Ctr. 60 Pfd. Rohstein à 3 Loth Silbergehalt liefern soll, und es seien zu dieser Beschickung nachstehende Erzsorten vorhanden:

a) reine gewaschene Kiese mit 85 Pfd. Rohstein und 1 Loth Silber,

b) quarzig-kiesiges, zähes Wascherz mit 75 Pfd. Rohstein, 25 Pfd. Quarz und 2 Loth Silber,

c) desgl. rösches Erz zu 65 Pfd. Rohstein, 35 Pfund Quarz und 4 Loth Silber,

d) schwerspäthig reines Dürrerz ohne Rohsteingehalt mit 3 Loth Silber,

e) flussspäthig kiesiges Dürrerz à 20 Pfd. Rohstein und 80 Pfd. Flussspath mit 3 Loth Silber,

f) thon- und talkhaltige Dürrerze mit 2 Loth Silber.

Es soll nun ausser dem gewünschten Ausfall an Rohstein darauf gesehen werden, dass die zu betreibende Roharbeit einen guten Schmelzgang zeige. Wie soll nun beides (richtiger Productenausfall und guter Schmelzgang) erzeugt werden?

Für letztern dient zum Anhalten, dass vermöge angestellter Betriebsproben 1 Thl. Quarz, 1 Thl. Schwer-

[1]) *Lampadius*, Fortschr. 1839. p. 12.

Saigerung erhöht, was darin seinen Grund hat, dass :
letzterem Falle, z. B. bei 20% Silbergehalt, die Saigerur
mehrmals wiederholt werden muss, um das Silber möglich
auszuziehen. Dadurch würden die Arbeiten so sehr ve
vielfältigt und der Metallverlust so sehr erhöht werde
dass die Kosten der Entsilberung von 1 Ctr. Schwa
kupfer mehr als den Werth von 9 Loth Silber betrag
würden. Silberreiches Kupfer[1]), Münzen etc. pflegt m
direct mit Blei auf den Treibheerd aufzusetzen, wob
Blicksilber und eine sehr kupferreiche Glätte resulti
Letztere wird mit andern silber- und kupferhaltigen A
fällen (Darrschlacken, Pickschiefer etc.) einem reducire
den Schmelzen unterworfen (gefrischt), wobei Frischstück
fallen, die gesaigert, gedarrt und gaar gemacht werde
Auch unterwirft man silberreiches Kupfer vortheilha
einer Affination mit Schwefelsäure (§. 85). Nur bei bill
gen Bleipreisen und einer zweckmässigen Benutzung d
Zwischenproducte gewährt die Saigerung Vortheile.

…besserung Saigerung.

Eine wesentliche Verbesserung des Saigerprozesses i
Bezug auf die zweckmässige Benutzung der Zwische
producte ist die, dass man dieselben nicht mehr, w
früher, bei den verschiedenen Kupferprozessen zuschlä
und bei ihrer Unreinheit das Hauptproduct in sein
Qualität verschlechtert, sondern dieselben eigenen Arbe
ten unterwirft und daraus Kupfersorten von geringere
Werth darstellt (Oker, Altenau, Lautenthal). Nac
Newill[1]) lässt sich silberhaltiges Schwarzkupfer dadur
mittelst Bleies entsilbern, dass man beide in einem eiserne
Kessel einschmilzt. Das entsilberte Kupfer geht da
nach oben und lässt sich als Scheibe abheben.

§. 41. Arbeiten beim Saigerprozess. Bei
Saigerprozess kommen folgende Arbeiten vor:

…kleinerung Schwarz- …upfers.

1) Zerkleinerung des Schwarzkupfers. Ei
je grössere Oberfläche das silberhaltige Schwarzkupf
beim Zusammenschmelzen mit Blei darbietet, um so vo
ständiger kann das Silber extrahirt werden. Aus diese

---

[1]) *Lampad.* Grundriss p. 310. — *Wehrle*, Hüttenkd. II, 448.

tallen, Silber, Kupfer und Blei, welche vererzt mit Schwefelkies, Zinkblende, Arsenkies, Kalkspath, Quarz, Braunspath und Schwerspath im Gneuss und Glimmerschiefer vorkommen. Um eine Richtschnur bei der Beschickung der Erze zu den verschiedenen Schmelzprocessen und im Anhalten für die Bezahlung, welche die Hütte den Gruben zu leisten hat, zu haben, unterscheidet man:

Erzarten. a) Dürrerze, d. h. Erze, die mehr (kiesige Dürrerze) oder weniger Schwefelkies und viel erdige Gemengtheile enthalten; ihr Silbergehalt steigt von 5 Pfundtheilen bis zu 100 Pfundtheilen und darüber.

b) Bleiische Erze, die bei einem beliebigen Silbergehalte zwischen 15 und 30 Pfund Blei halten. Letzteres ist als Bleiglanz vorhanden, welcher gewöhnlich Blende, Schwefelkies und die genannten Gangarten zu Begleitern hat.

c) Glanze mit über 30 pCt. Blei und unbeschränktem Silbergehalte, letzterer selten unter 3 Pfundtheilen im Ctr.

d) Kupfererze, welche mindestens 3 Pfundtheile Silber und 1 Pf. Kupfer oder kein Silber und wenigstens 3 Pf. Kupfer im Ctr. enthalten. Der Kupfergehalt rührt meist vom Kupferkies her, weniger vom Buntkupfererz, Fahlerz und Kupferglanz.

e) Kiese; ausser Schwefelkies enthalten dieselben noch nebenbei etwas Zinkblende, Arsenkies, Kupferkies und Gangarten. Ihr Silbergehalt geht bis zu 4 Pfundtheilen, ist derselbe höher, so fallen sie in die Klasse der Dürrerze. Der Kupfergehalt schwankt zwischen 1 und 3 Pf., wird derselbe höher, so kommen sie in die Klasse der Kupfererze.

f) Zuschlagserze, d. s. silberarme Erze, die ziemlich viel Schwefelkies, Zinkblende, Arsenkies, Gangarten und nebenbei auch etwas Bleiglanz enthalten und zum Theil als Schlieg, zum Theil aber auch in Stuffforre geliefert werden, ihr Silbergehalt geht bis zu 4 Pfundtheilen.

Mit Ausnahme eines Theiles der kiesigen und Dürrerze, welche der Amalgamation zugetheilt werden, kommen sämmtliche genannte Erze zur Roh- und Bleiarbeit.

ficirbarer Grundsatz ist. Will der Hüttenmann eine Frischbeschickung zusammensetzen, so hat er zunächst zu erwägen, ob es in Bezug auf den Werth der Metalle vortheilhafter ist, etwas Kupfer in das Saigerblei zu führen und das Silber und Blei wieder vollständiger zu gewinnen, oder mehr Blei und Silber im Kupfer zu lassen, um einen möglichst geringen Verlust an letzterem zu haben. Hiernach wird bei Zugrundelegung der *Karsten*'schen Zahl durch Versuche das vortheilhafteste Verhältniss zwischen Blei und Kupfer ausgemittelt werden müssen. Auf den Oberharzer Hütten hat sich nach langjähriger Erfahrung das Verhältniss von 100 Schwarzkupfer mit 3—5 Loth Silbergehalt zu 200—275 Blei in Bezug auf das Metallausbringen als das günstigste erwiesen. Dieses Verhältniss wird jedoch modificirt, je nachdem das Schwarzkupfer mehr oder weniger Blei enthält. Zu Grünthal gibt man auf 3 Theile Kupfer 11 Theile Blei.

Ist das Schwarzkupfer nicht so reich an Silber, dass bei dem Verhältniss des Bleies zum Kupfer von 11: 3 so reiche Werke fallen, dass auf 1 Loth Silber 15—16 Pfd Blei kommen, so werden die bei der Saigerung erhaltenen armen Werke statt silberleeren Bleies zum Frischen einer neuen Quantität Schwarzkupfer benutzt, wodurch dann Werke von obigem Silbergehalt erfolgen. Das erste Frischen mit Blei nennt man Armfrischen, das zweite mit armen Werken Reichfrischen.

Arm- und Reichfrischen.

Es ist nun Thatsache, dass beim Verschmelzen silberhaltiger Schwarzkupfer mit silberleerem Blei, also bei einem einmaligen Frischen, die Extraction weit vollkommener erfolgt, als wenn man silberhaltiges Blei dazu verwendet (beim zweimaligen Frischen). Man erhält zwar in ersterem Falle ein silberärmeres Blei, als im letzteren, aber auch vollständiger entsilbertes Schwarzkupfer, und es kommt dann bei der Wahl der einen oder andern Methode darauf an, ob in ersterem Falle das Mehrausbringen an Silber den grössern Bleiverlust beim Abtreiben deckt.

Oberharzer Erfahrungen.

So hatte man früher zu Oker ein Arm-, Mittel- und

auch zur Zeit der grösste Theil des erforderlichen Rohsteins aus dieser Arbeit hervorgeht.

es Ver-
iren.
truction
mmöfen.

Die Construction der Flammöfen, welche zum Umschmelzen der Bleischlacken jetzt angewendet werden, weicht im Allgemeinen wenig von der der gewöhnlichen englischen Flammschmelzöfen ab. Der Heerd des Ofens wird zunächst aus gut zusammengefügten eisernen Platten gebildet, welche auf steinernen Pfeilern aufliegen; auf diese Platten kommt eine mehrere Zoll starke Sandschicht und auf diese eine Lage gewöhnlicher, auf die hohe Kante gestellter Ziegel. Diese Ziegelsohle bildet die unmittelbare Unterlage der Schmelzsohle, welche aus einem Gemenge von Quarz mit etwas Rohschlacke besteht.

Die Beschickungsverhältnisse, sowie das Ausbringen bei dieser Arbeit sind Bd. II. S. 131 mitgetheilt.

oducte.

Der Rohstein wird jetzt durchgängig, um Verunreinigungen mit Sand etc. zu vermeiden, in eiserne Formen von länglicher abgestumpfter pyramidaler Gestalt und ca. 2 Ctr. Fassungsraum abgestochen; die Schlacken aber grösstentheils zu Schlackensteinen verarbeitet.

haffenheit
ammofen-
steins.

Der erhaltene Rohstein unterscheidet sich schon in seinem äussern Ansehen wesentlich von dem frühern Schachtofenrohstein, die Ursache hiervon ist der bedeutende Zinkgehalt des Flammofenrohsteins. Während nämlich der Schachtofenrohstein auf dem frischen Bruche ein metallisches, dunkelspeisgelbes Ansehen und eine feinkörnige Beschaffenheit hat, ist der Flammofenrohstein auf dem Bruche glänzend, von schwarzer Farbe und grosser Dichtheit.

Dieser Zinkgehalt beeinträchtigt nun allerdings, wenn der Stein nicht sehr gut zugebrannt wird, die spätere Wirksamkeit desselben als Zuschlag bei der Bleiarbeit, und man hat deshalb in neuerer Zeit auf den Vorschlag von *Plattner* [1]) diesem Uebelstande versuchsweise dadurch entgegen zu arbeiten gesucht, dass man bei der Bleischlackenarbeit im Flammofen, der Beschickung, der es ausserdem nicht an eisenoxydreichen gerösteten kiesigen

[1]) B. u. H. Ztg. 1854. p. 81.

rzen fehlen darf, etwas Kohlenkläre zusetzte und so ine Verflüchtigung des grössten Theils des Zinks hereiführte. Das Eisenoxyd nämlich reducirt sich zu metallischem Eisen, dieses entschwefelt das Zink und auf iese Weise in Freiheit gesetzt, verflüchtigt sich letzteres. Der beabsichtigte Zweck bei Anwendung dieses Zuschlags st übrigens vollständig erreicht worden, indem der erhaltene Stein in seinem Aeussern kaum von dem frühern Schachtofenstein zu unterscheiden ist und auch nur noch wenig Procente Zink enthält.

Nächst dieser Bleischlackenarbeit wird bei den Freiberger Hütten ein anderer Theil des erforderlichen Rohsteins auf die Weise gewonnen, dass man silberarme Dürrerze und Zuschlagserze, zum Theil geröstet, ohne allen Zuschlag über Flammöfen von derselben Construction, wie bereits erwähnt, auf Stein verschmilzt. In 24 Stunden werden pro Ofen 150 Ctr. Erz in 6 Sätzen durchgesetzt, wovon die reichliche Hälfte geröstet ist; jeder Satz besteht nämlich aus ca. 13 Ctr. geröstetem Erze und 12 Ctr. Roherz. Der Aufwand an Brennmaterial während dieser Zeit ist 82 bis 100 Ctr. Steinkohlen, die Production an Stein aber 30—50 Ctr. von 16—18 Pfundtheilen Silber, 5 Pf. Blei und 1 Pf. Kupfer pro Ctr. Die erhaltenen Schlacken sind etwas erdenreicher als die von der Bleischlackenarbeit und nähern sich mehr einem Bisilicate; auch sie werden grösstentheils zu Schlackensteinen verarbeitet.

Verschmelz silberarme Dürr- und Zuschlagserz

Zuweilen wird mit den erzeugten Rohsteinen eine Concentration[1]) vorgenommen, um ihren Silbergehalt zu erhöhen. Diese Concentration, welche früher ebenfalls über Schachtöfen stattfand, erfolgt jetzt in Flammöfen. Der Rohstein wird deshalb mit einem Feuer zugebrannt und dann mit alten Rohschlacken und etwa 10% Kies auf dieselbe Weise verschmolzen, wie die silberarmen Dürr- und Zuschlagserze.

Concentrati des Rohstei im Flammo

Sämmtlicher Rohstein wird vor seiner weitern Verarbeitung bei der Bleiarbeit zugebrannt und es erfolgt

Zubrennen Rohstein

[1]) Freib. Jahrb. 1845. p. 56; 1846. p. 111.

dies jetzt durchgängig in den *Wellner*'schen Röststadeln (Bd. I. Taf. I. Fig. 11 und 12) ganz in ähnlicher Weise, wie es Bd. II. S. 95 bei dem Zubrennen des Bleisteins beschrieben worden ist.

Roharbeit mit Amalgamirrückständen.

2) **Roharbeit mit nickel- und kobalthaltigen Amalgamirrückständen.**[1] 100 Ctr. Amalgamirrückstände mit 1,32 Pfundtheilen Silber wurden mit 20 Ctr. Rohstein, der 4—5 Pfundtheil Silber hielt, ferner mit 25% Arsenikkies, 20% Kalkstein, 100 Ctr. Bleischlacken und 12 Ctr. Rohschlacken verschmolzen. Der Rohstein sollte das Silber aufnehmen, das Arsen des Arsenkieses aber mit dem Nickel und Kobalt eine Speise bilden.

Man brauchte auf 1 Ctr. Rückstand etwa 1,13 Schffl. Cokes und 0,01 Korb Holzkohlen. Auf 100 Ctr. wurden ausgebracht:

26,65 Ctr. Rohstein à 10—16 Pfundthl. Silber (1 Pfd. Silber hält 1,5 Grän Gold)
1,47 „ Speise à 6,12% Nickel
2,55 „ Ofengekrätz.

Im Ganzen wurden 588 Ctr. Rückstand verschmolzen, wovon ausgebracht wurden: 156 Ctr. Rohstein, 8,7 Ctr. Speise und 15 Ctr. Gekrätz. Auf 1 Ctr. Rückstand ergab sich ein Gewinn von 3 Ngr. 3 Pf.

Man verschmilzt auch die Amalgamirrückstände im Flammofen.

Roharbeit mit Bleispeise.

3) **Roharbeit mit Bleispeise.** Die beim Bleihüttenprozesse fallende und Blei, Silber, Kupfer, Nickel und Kobalt enthaltende Speise (Bd. II. p. 96) wird in freien Haufen, neuerdings aber im grossen Gasflammofen geröstet. Ein Einsatz von 20 Ctr. ist in 15—16 Stunden abgeröstet. Sie wird alsdann mit Schwefelkies und Rohschlacke verschmolzen, wobei folgende Producte fallen:

a) eine an Nickel reichere, aber an Blei, Kupfer und Eisen ärmere Speise, in welcher man durch Schmelzen mit Arsenkies und Schwerspath Nickel und Kobalt noch

[1]) Freib. Jahrb. 1848. p. 78 u. 80. — *Lamp.*, Suppl. II, 179 (Silberh. Arsenkies der Roharbeit unterworfen).

0,1 % von seinem ursprünglichen Silbergehalt zurt hält, welche letztern Metalle durch einen später folg den Oxydationsprozess (das Darren oder Verblas nur unvollständig und mit nicht unbedeutenden Kos wieder gewonnen werden können.

Man erhält beim Saigern folgende Producte:

rproducte. a) Kiehnstöcke, aus etwa 3 Theilen Cu und 1 T Pb mit variablem Silbergehalt bestehend (mit 10—25% und 1—5 Loth Silber). Sind sie zu silberreich, so w den sie durch nochmaliges Frischen mit armer Glätte u Saigern der Kiehnstocksaigerstücke weiter entsilb (Kiehnstockdurchstechen und Saigern der Kiehnsto saigerstücke.) Sind sie hinreichend silberarm, so werden zur Abscheidung der fremden Beimengungen vom Kup einem Oxydationsprozess übergeben, dem Darren (Ok Andreasberg) oder dem Verblasen (Altenau).

Nach *Karsten* findet zwischen dem Kupfer- und B gehalt des Saigerbleies und der Kiehnstöcke dersell Arbeit ein constantes Verhältniss statt. Es enthielt z. zu Neustadt an der Dosse das Saigerblei auf 1 Cu 12 At. Pb; in den Kiehnstöcken war dieses Verhält umgekehrt. Das Werkblei zeigte in den verschiede Perioden des Saigerprozesses einen constanten Silb und Kupfergehalt, und dem Kupfer wurden etwa 9/10 ber entzogen.

b) Saigerwerke. (Arm-, Mittel- oder Reichwer mit variablem Silbergehalt. Kommen entweder wie zum Frischen oder zur Treibarbeit.

c) Saigerkrätz (Saigerdörner), hauptsächlich oxydirtem Blei und Kupfer bestehend, welches sich gen das Ende der Arbeit durch die erforderliche sta Hitze und bei nicht gänzlich zu vermeidendem L zutritt bildet. Kommt gewöhnlich zum Krätzfrischen o Dörnerschmelzen (Oker, Altenau, Lautenthal, N stadt an der Dosse.)

Die erhaltenen Krätzfrischstücke werden gesaig wobei erfolgen:

α) Krätzwerke, Dörnerblei, welches abgetriel wird oder wieder zum Frischen kommt.

schlieg angereichert und dann durch Verschmelzung mit Glätte und Heerd entsilbert. Der dabei fallende Bleistein kömmt nach dem Abrösten nochmals zum Schmelzen, wobei neben Werkblei Stein fällt, der auf Schwarzkupfer verschmolzen wird. Die Schwarzkupfer macht man nach dem Absaigern gaar. Die Werke enthalten bis zu 25°, Silber. Sind sie ärmer, so werden sie wiederholt zum Eintränken genommen, bis sie diesen Gehalt erreicht haben. Diese zu weit getriebene Anreicherung ist jedoch unvortheilhaft, weil dadurch beim Treiben ein grosser Silberverlust entsteht.

Erhitzte Gebläseluft hat eine Brennmaterial- und Metallersparung herbeigeführt.

Die Anwendung niedriger Krummöfen beim Roh- und Anreichschmelzen ist jedenfalls unvortheilhaft. In 14—16′ hohen Oefen liesse sich in derselben Zeit unter Lohnersparung ein weit grösseres Quantum durchsetzen, und man würde die Kiese direct mit den Silbererzen durchschmelzen können, wodurch das Vorbereitungsschmelzen auf Kiesleche beseitigt und dadurch der Prozess vereinfacht würde.

Das jetzige Verfahren umfasst nachstehende Arbeiten:

a) Die Roharbeit. Man sticht gegen 30 % der armen, ³/₄—3 Loth Silber enthaltenden Schlämme mit 50% einer eisenoxydulreichen Schlacke von einem der nachfolgenden Prozesse und der zur Bildung eines 6—8löthigen Steines erforderlichen Schwefelkiesmenge über einen Sumpfofen durch, wobei absetzbare Rohschlacke mit ¹/₁₀ Loth Silber und Rohstein mit 7—8 Loth Silber bei geringem Kupfer- und Zinkgehalt erfolgen.

b) Das Rohsteinschmelzen und die Eintränkarbeit. 40% des in Stadeln mit 6—8 Feuern zugebrannten Rohsteines werden mit 60% der reichen, 16—18löthigen Schlacke und einer geringen Menge der unreinsten Schlacken von der eigenen Arbeit bei einem sehr hitzigen Ofengange verarbeitet, der dabei erfolgende reiche Stein im Stechheerde in armes Blei eingetränkt, welches man durch öftere Anwendung bis auf einen Gehalt von 17—20 Mark bringt und dann abtreibt. Die sehr frische

chlacke mit $^1/_2$ — $^3/_4$ Loth Silber kommt zur Roharbeit, ebildete Eisensauen nebst Bleistein zum Verändern der etzteren.

c) Verändern des Bleisteines. Der rohe Bleistein mit 1 Mark 12 Loth Silber wird mit Eisensauen und bleiischen Producten der Treibarbeit durchgestochen. Das dabei erfolgende Werkblei mit 3 — 4 Mark Silber dient zum Einträuken, die Schlacke geht zur Roharbeit und der 12 — 20löthige Bleistein wird mit derselben Beschikkung nochmals verändert, wobei neben 2 — 3markigem, zum Eintränken zu verwendendem Werkblei und Schlacke zweimal entsilberter Stein mit 8—12 Loth Silber resultirt, welcher nach 3maligem Zubrennen in Stadeln

d) dem Concentrationsschmelzen unterworfen wird. 50% des gerösteten und unveränderten Bleisteines werden mit 50% armen Schliegen von 12 — 16 Loth verschmolzen auf: Werkblei mit 8—10 Mrk. Silber (zum Eintränken), Kupferstein mit 2 Mrk. Silber und 20 — 30% Kupfer, sowie Schlacke (zur Roharbeit). Der Kupferstein wird,

e) ähnlich wie der Bleistein, zweimal verändert, wobei neben Werkblei und Schlacke ein 8löthiger Kupferstein erfolgt, den man nach 3maliger Röstung in Stadeln mit Schlacken von der Roharbeit spurt. Der Spurstein mit 16 Loth Silber und 30 — 40% Kupfer wird 5 — 6mal in ärmeres Werkblei eingetränkt und endlich der bis auf 1 Loth entsilberte Kupferstein auf Schwarzkupfer und Gaarkupfer verarbeitet.

Man verliert pro 1 Mark ausgebrachtes Silber 4,8 Pfd. Blei und gewinnt 0,8 Pfd. Kupfer.

Die Kongsberger Schmelzarbeiten werden sämmtlich bei Anwendung von heissem Wind ausgeführt und zwar ist zur Erhitzung des Windes kein eigener Apparat erforderlich. Man leitet den kalten Wind in eine nach Art der Wasserformen eingerichtete kupferne Form, welche noch einen an der Seite des Formmaules die Form nicht berührenden Kegel als Scheidewand enthält, so dass der Wind mehrmals in den Formen circuliren muss. Er tritt alsdann durch einen kranzförmigen Einschnitt in dem

einen Mantel aus und strömt bis auf 150°R erwärmt durch das Auge in den Ofen, indem eine nach Innen sich öffnende Klappe das Entweichen nach der andern Seite hin verhindert. Beim Rohschmelzen erhielt man von einer Beschickung, bestehend aus 33,7 % Schlämmen, 47,4 % Schlacken von der Rohsteinarbeit, 14,7 % Schwefelkies und 4,2% Krätzen von der eigenen Arbeit: 12,9 Rohstein mit 84,9% des gesammten Silbers und 2,1 Flugstaub mit 5,6 % des gesammten Silbers, so dass der Verlust des vorgelaufenen Silbers 9,5 % beträgt. Es waren 31,7 % Brennmaterial erforderlich.

Bei der Rohsteinrostarbeit bestand eine Beschickung aus: 25,6% Rohsteinrost, 46,2 % Schlieg, 8,5 % Bleistein von der eigenen Arbeit, 9,8 % unreiner Schlacke und 9,8 % Werkblei zum Eintränken. Bei einem Brennmaterialverbrauch von 35,0% erfolgten davon: 8,14 % Werkblei, 6,17% Bleistein, 2,52% Flugstaub und 77,7% Schlacke. Der Silberverlust beträgt 1,8% und der Bleiverlust 19,0% oder pro Mark Silber 3,25 Pfd.

Von dem vorgelaufenen Silber sammeln sich an: im Blicksilber 97,40%, in den bleiischen Treibproducten 0,48%, in den Raffinirkrätzen 0,90%, im Flugstaub 0,40%, wonach der Verlust 0,82% beträgt oder sich wirklich auf 0,97% beläuft, da von den Treibproducten nur 87% Silber wieder gewonnen werden.

D. Roharbeit auf russischen Hütten.

Kolywansche Hütten.

1) Auf den Kolywanschen[1]) Hütten in Sibirien verschmilzt man Erze von einem mittlern Durchschnittsgehalte von $1\frac{1}{2}$ Solotn. Silber in 1 Pud Erz ($1\frac{3}{4}$ Loth im Ctr.)

Zu einer Schicht kommen:

450—500 Pud gattirte Erze
50— 70 „ armer Rohstein von der Verbleiungsarbeit (mit $2\frac{3}{4}$—$3\frac{1}{2}$ Loth)
150—200 „ Rohschlacken
30— 40 „ Kalkstein und Verbleiungsschlacken

mit etwa $2\frac{1}{2}$ Loth Silber.

[1]) *Karst.*, Met. V, 553. Neuer Schaupl. d. Bgwkde. XII, 88. B. u. H. Ztg. 1843. p. 179.

schlacke angesammelt wird, der beim Verblasen des entsilberten Schwarzkupfers verloren geht.

Man erhält zu Oker beim Verblasen von 60 Ctr. Schwarzkupfer aus der Bleiarbeit 52 Ctr. Granalien mit 5 Loth Ag und 9—10 Ctr. Verblaseschlacken; von 60 Ctr. Schwarzkupfer aus der Bleisteinarbeit 46 Ctr. Granalien mit 6—6½ Loth Ag und 16 Ctr. Schlacken.

Auf den Oberharzer Hütten ist das vorherige Verblasen der zu frischenden Schwarzkupfer meist nicht gebräuchlich. Auf Andreasberger Hütte geschah es früher[1]), wurde dann aber unterlassen, so dass man die Kupfer gleich verfrischte, die Frischstücke saigerte, die Kiehnstöcke darrte, die Darrlinge verblies und das verblasene Kupfer gaar machte. Dieser Prozess unterschied sich von dem auf den andern Oberharzer Hütten dadurch, dass man die Kiehnstöcke vor dem Verblasen erst noch darrte.

ducte vom erblasen.

Beim Verblasen der Kiehnstöcke fallen folgende Producte:

a) Verblasene Kiehnstöcke, werden gaar gemacht.

b) Verblasenschlacken, enthalten die meisten Unreinigkeiten der Kiehnstöcke und werden meist einem eigenen Schmelzen mit andern Krätzen unterworfen, wobei Saigerstücke resultiren, die ein armes Werkblei und zuletzt ein Gaarkupfer von schlechter, glimmeriger Qualität liefern.

5. Die Krätzarbeiten (Dörnerschmelzen).

gemeines.

Die bei den Saigerarbeiten erfolgenden kupfer-, silber- und bleihaltigen Abfälle (Geschur, Pickschiefer, Saigerkrätz, Darrschlacke, Darrheerd, Ofenbrüche etc.) werden durch Verschmelzen für sich oder mit bleiischen Producten noch auf diese Metalle zu Gute gemacht. Erhitzte Gebläseluft[2]) gab beim Verschmelzen solcher Abfälle nicht den gewünschten Erfolg.

§. 42. Beispiele für die Saigerung silberhaltiger Schwarzkupfer.

---

1) *Lamp.*, Fortschr. 1839. p. 99.

2) *Merbach*, Anwendung der erwärmten Gebläseluft. 1840. p. 224.

A. Zu Oker am Unterharze[1]) werden die Rohrost- Unterharz.
hwarzkupfer von der Kupferarbeit (Bd. II. p. 214) und
r Kupferbleisteinarbeit (Bd. II. p. 215) mit 2—996 %
ı und $3^3/_4$—6 Loth Ag im Ctr. verblasen, gefrischt,
saigert, gedarrt und gaargemacht.

1) Das Verblasen und Granuliren. 60 Ctr.
hwarzkupfer werden auf einem, auf dem Steinheerd *a*
af. II. Fig. 28, 29) ruhenden, aus einem Gemenge von
ergel und Gestübbe geschlagenen Heerd *b* durch ein 3—4-
ündiges Feuer ins Rothglühen, dann bei Zuführung von
ebläseluft durch die Kannen *c* während 12—15 Stunden
m Schmelzen gebracht. Es wird sodann fortwährend
lange durch das Schlackenloch *d* Schlacke gezogen,
s eine mit dem Gaareisen geholte Probe eine hinläng-
che Reinigung des Kupfers anzeigt. Hierauf reisst man
iter dem mit Steinen lose zugesetzten grossen Schür-
che *e* eine Gasse *f* auf und lässt das Kupfer in dünnem
rahl in ein mit einem Blechdeckel versehenes Wasser-
ssin *g* so einfliessen, dass den Kupferstrahl ein durch
ugeleiteter Wasserstrahl trifft. Nachdem der Prozess
endigt ist, wird derselbe noch zweimal auf demselben
eerde mit Einsätzen von 50 Centner Schwarzkupfer
iederholt.

Von 60 Ctr. Schwarzkupfer fallen bei einem Aufwand
n 18—20 Stunden Zeit und 9—10 Schock Waasen 52
r. Granalien mit 5 Loth Silber und 8—10% Nässe, so-
ie 9—10 Ctr. Verblasenschlacken mit 50—70% bleiischem
hwarzkupfer und etwas Kupferschlamm. Die folgenden
erblasen erfordern weniger Zeit und Brennmaterial.

2) Das Kupferfrischen. Man unterscheidet ein Arm-
d Reichfrischen. Beim Armfrischen setzt man in den
upferfrischofen, einen Spurofen mit offenem Auge (Bd.
Tafel III. Fig. 50, 51) auf die Kohlen 89 Pfd. nasse
80 Pfd. trockne Granalien, gibt nach 10—12 Minuten,
enn die Kohlen weit genug niedergegangen sind, 120
fd. Glätte mit 76—88% Blei und $^1/_8$ Loth Silber im Ctr.
nd $1^1/_4$ Ctr. Krätzwerke mit $^7/_8$ Loth Silber im Ctr. zum

[1]) *Kerl*, Unterharz. Hüttenpr. 1854. p. 95.

b) Unreine Schlacken, welche vor und nach dem Abstechen erfolgen und nochmals umgeschmolzen werden.

c) Reine Schlacken mit 50 — 55% Kieselerde, 5–15% Baryterde, 7—20% Kalk, 10—18% Eisenoxydul, 2—4% Thonerde und geringen Mengen $\dot{Mg}$, $\dot{Pb}$, $\dot{Cu}$, $\dot{K}$ und $\dot{Na}$. Es sind gewöhnlich Trisilicate oder Gemenge von Bi- und Trisilicaten. *Guerngross*[1]) hat aus Rohschlacken durch Aufbereitung derselben eingemengten Rohstein mit Vortheil ausgezogen.

d) Flugstaub, zu dessen Condensation verschiedene Versuche angestellt sind.[2])

E. Frühere Roharbeit auf den niederungarschen Hütten[3]) (Scharnowitz, Kremnitz, Neusohl). Je nach ihrem Silbergehalt theilt man die Erze in 3 Classen, in Roherze mit 2—3 Loth, Anreicherze mit 3—5 Loth und Frischerze, welche über 5 Loth halten. Jede dieser 3 Klassen wird für sich der Roharbeit in der Weise unterworfen, dass der vom Verschmelzen der Erze erster Klasse erhaltene Rohstein als Ansammlungsmittel für das Silber aus den Erzen der 2. Klasse und der angereicherte Stein wieder bei der Roharbeit der 3. Erzklasse zugesetzt wird, so dass endlich ein Stein resultirt, in welchem der Silbergehalt aus den Erzen aller 3 Klassen concentrirt ist. Man nennt diese 3 Schmelzarbeiten die Roharbeit, das Anreichschmelzen und die Frischarbeit. Der beim letzten Schmelzen erhaltene Stein wird durch die Eintränkarbeit (p. 106) entsilbert.

Ungarn.

Die 2malige Concentration des Silbergehalts im Stein geschieht in der Absicht, um reichere Werke zu erhalten und dadurch die Treibearbeit mehr zu beschränken. Vielleicht wird man diesen Zweck dadurch eben so vollkommen und noch einfacher erreichen können, wenn man

---

[1]) B. u. H. Ztg. 1852. Nro. 31.

[2]) Bgwfd. 1853. Nro. 27. pag. 417.

[3]) *Karst.* in *Erdm.* J. f. pr. Ch. I, 193, 479. — *Planitz* in *Karst.* Arch. 2. R. IX, 405, 439. — *Karst.* Met. V, 536. — *Wehrle,* Hüttenkde. II, 401. Neuer Schaupl. der Bgwkd. XII, 73.

sämmtliche Erze einem Rohschmelzen übergibt, den Stein einträukt und das arme Eintränkwerkblei so oft wieder zum Eintränken anwendet, bis es den gehörigen Silbergehalt besitzt.

II. Entsilberung silberhaltiger Roh-, Kupfer- und Bleisteine durch Verbleiung.

lberungs-thoden.

§. 36. Allgemeines. Die Entsilberung der Leche kann geschehen:

1) Durch Behandlung derselben in ungeröstetem Zustande mit metallischem Blei (Eintränkarbeit in Ungarn, Siebenbürgen, Sibirien und hydrostatisches Schmelzen in Müsen, auf den Altaischen und Oberharzer Hütten), oder mit bleioxydhaltigen Substanzen (Müsen, Oeblarn), oder mit Bleiglanz und Eisen (Tarnowitz).

2) Durch Verschmelzen gerösteter Leche mit ungerösteten Bleierzen (Sala), oder mit gerösteten Bleierzen (Freiberg), oder mit Producten der Treibarbeit (Kongsberg.)

3) Durch Verschmelzen gerösteter bleihaltiger Steine für sich (Unterharzer, Andreasberger und Freiberger Bleisteinarbeiten), oder mit Zuschlag von Eisen (Oberharzer Bleisteinarbeiten).

Theorie.

§. 37. Behandlung ungerösteter Leche mit metallischem Blei. Sie beruht auf dem pag. 71 weiter ausgeführten Verhalten des metallischen Bleies zum Schwefelsilber, welches letztere von ersterem unter Bildung von Schwefelblei zersetzt wird. Das ausgeschiedene Silber geht in das überschüssig vorhandene Blei. Diese Entsilberung findet um so vollkommener statt, in je innigere Berührung man den geschmolzenen Stein mit dem flüssigen Blei bringt; vollständig ist jedoch die Zerlegung nie, und es ist nur möglich, den Silbergehalt durch wiederholte Behandlung des Steins mit frischem Blei so weit auszuziehen, dass er die Schmelzkosten und den Bleiverlust deckt und eine Saigerung der aus dem Stein erzeugten Schwarzkupfer unnöthig wird.

endbarkeit r Methode.

Dieses Verfahren findet hauptsächlich da Anwendung,



Altenauer Hütte in einem, einem Treibofen ähnlich
Spleissofen von 10′ Durchmesser (Bd. I. Taf. IV. Fig.
—75) verblasen, sodann im kleinen Heerd gaar gemacl

Zur Andreasberger Hütte werden die Kiehnstöcl
vor dem Verblasen gedarrt, um in dem Pickschiefer ein
Theil des in den Kiehnstöcken enthaltenen Silbers ausz
ziehen und beim Krätzfrischen zu gewinnen.

Fahlun.

C. Saigerprozess zu Fahlun auf Gustav's Il
Silberwerk.[1]) Die beim Verschmelzen kupfer- ur
silberhaltiger Bleierze erhaltenen Kupfersteine (Bd. II. p
77) mit $3^1/_2$ Loth Silber werden nach gehöriger Verröstun
mit Quarz, Glätte und Heerd zusammengeschmolzen, wo
bei man etwas Werkblei und Frischstücke erhäl
Diese werden in einem eigenthümlich construirten Flamm
ofen einem combinirten Saiger- und Darrprozess unter
worfen. Diese Methode soll wegen des unbedeutende
Bleiverlusts und der vollständigen Ausziehung des Silber
dem gewöhnlichen Saigerprozess vorzuziehen sein, na
mentlich soll sie sich als die vortheilhaftere herausstellen
wenn man silber-, blei- und kupferhaltige Erze zu ver
hütten hat und also alle 3 Metalle gewinnen will.

'rüherer
ısfeldscher
'rozess.

D. Aelterer Prozess auf der Saigerhütte be
Hettstädt im Mansfeldschen. Die Saigerung de
Mansfelder silberhaltigen Schwarzkupfer (Bd. II. p. 258
geschah bis zum Jahre 1831.[2]) Sie wich dann der Ama
gamation der Kupfersteine, weil sich mittelst derselbe
das Silber vollständiger ausziehen und ein besseres Ku
pfer darstellen liess. Kaum hatte diese über den höchs
unvollkommenen, Zeit und Geld raubenden Saigerprozes
(man musste alles Blei kaufen) den Sieg davon getrage
und war zu einem noch nicht übertroffenen Grad vo
Vollkommenheit gebracht, als auf dem Felde der Metal
lurgie durch die hüttenmännische Intelligenz zweie
Mansfelder Beamte hervorgerufen, fast gleichzeitig 2 neu

---

[1]) Bgwfd. XI, 606.

[2]) *Lampad*, Hüttenk. II. Bd. II. Th. p. 192. Dess. Suppl. I. 37, I
208. — *Hartm.* Repertor. II, 493.

einfachere Entsilberungsmethoden für die Kupfersteine auftauchten, nämlich *Augustin's* Methode der Kochsalzlaugerei (§. 75) und *Ziervogel's* Methode der Wasserlaugerei (§. 82). Bei Versuchen im Grossen hat sich *Ziervogel's* Prozess als der vortheilhaftere herausgestellt, weshalb derselbe current eingeführt ist.

Grünthal.

E. Saigerprozess zu Grünthal in Sachsen.[1]) Die Saigerhütte Grünthal an der böhmischen Gränze verarbeitete früher grösstentheils das bleiische silberhaltige Schwarzkupfer von der Freiberger Kupferarbeit (Bd. II. p. 268). Die bedeutenden Transportkosten, sowie die Unvollkommenheiten des Saigerprozesses gaben Veranlassung, die Entsilberung der im Flammofen concentrirten bleiischen Kupfersteine nach *Augustin's* Methode (§. 75) zu versuchen, und nachdem die ersten Versuche günstig ausgefallen waren, ist auf Muldner Hütte bei Freiberg eine grössere Extractionsanstalt erbaut worden (§. 76).

Der Saigerprozess hat neuerdings dadurch eine bedeutende und für die Nickelgewinnung wichtige Vereinfachung erlitten, dass man statt der frühern kostspieligen und unvollkommenen Nacharbeiten ein Verschmelzen der Saigernebenproducte mit arsen- und schwefelhaltigen Zuschlägen vornimmt, wobei Leche und Speisen entstehen, aus denen die nutzbaren Metalle auf bekannte Weise ausgezogen werden.

Neustadt an der Dosse.

F. Saigerprozess zu Neustadt an der Dosse.[2]) Er zeichnet sich besonders durch eine zweckmässige Verwendung der Zwischenproducte aus.

---

[1]) *Lampad.* Httenkd. II. 1. p. 266. — *Lampad.* äussere und chemische Charakteristik der Grünth. Saigerhüttenproducte. E. J. f. pr. Ch. XI, 321. — *Merbach*, Anwendung der erwärmten Gebläseluft 1840. p. 210. — Freib. Jahrb. 1853. p. 228.

[2]) *Karst.* Met. V, 427. — *Karst.* Arch. IX. p. 1. Ann. des mines XI, 469.

Zweiter Theil.

Gewinnung des Silbers aus silberhaltigem Blei (Werkblei).

Erstes Kapitel.

Abtreiben des Werkbleies.

Theorie.

§. 43. Allgemeines. Der Abtreibprozess, die Ab scheidung des Silbers aus silberhaltigem Blei bezweckend wird in der Weise ausgeführt, dass man das Werkble auf dem Heerde eines Flammofens bei Zuleitung vo Gebläseluft einschmilzt, wobei sich Bleioxyd (Glätte) bildet welches bei der convexen Oberfläche des geschmolzene Bleies an dessen Peripherie geht und dadurch das Metal in der Mitte dem Sauerstoff wieder zugänglich macht Wird nun die gebildete Glätte vom Rande des Metall bades weg fortwährend abgeleitet, so bleibt zuletzt da Silber zurück.

chichte der reiböfen.

Die ältesten Treiböfen, wie sie auf dem Oberharz in Anwendung waren, bestanden nur aus einem übe wölbten Heerd ohne Windofen mit 4 Oeffnungen, 1 Glät loch, 2 Schürlöchern und 1 Flammloch in der Haub Das Werkblei wurde zwischen Holz eingeschmolzen un bei Zuführung von Gebläseluft in der Weise abgetriebe dass die Werke unter dem flammenden Holze stets i Oxydation erhalten wurden. Bei dieser Einrichtung fa den folgende Nachtheile statt: a) wegen der hohen Wö bung der Kuppel war der Brennmaterialverbrauch se bedeutend, b) das Heerdschlagen unbequem, c) die Ox dation bei der Berührung des Werkbleies mit dem Hol unvollständig und d) die Fläche des treibenden Werl bleies wurde von der Flamme nur wenig getroffen.

Durch Anfügung eines Windofens an den Treibhee (im Jahre 1712 am Unterharz) beseitigte man die let teren beiden Fehler und gab alsdann diesen Oefen a

---

[1]) Geschichte der Treiböfen. *Lampad.* Hüttenkde. Bd. I. p. 419.

dem Oberharze, behuf der schnelleren Abkühlung, eine bewegliche eiserne Haube. Während dessen machte man in Sachsen die ganze obere Hälfte des Treibofens beweglich, wodurch die oben hervorgehobenen Uebelstände gänzlich beseitigt wurden.

Die zur Zeit auf den verschiedenen Hüttenwerken in Anwendung befindlichen Oefen lassen sich eintheilen in solche mit festem Heerde (deutsche Treiböfen) und in solche mit beweglichem Heerde (englische Treiböfen).

Constructi der Treibö

§. 44. Abtreibprozess in Oefen mit unbeweglichem Heerde. Die deutschen Treiböfen sind Gebläseflammöfen und bestehen aus 2 Haupttheilen, dem Windofen und dem Heerdraum, welche beide durch das Flammloch mit einander verbunden und durch die Feuerbrücke getrennt sind (Bd. I. p. 176). Der Windofen ist meist für Holzfeuerung, seltener für Steinkohlenfeuerung (Tarnowitz) eingerichtet. Der Heerdraum besteht aus folgenden Theilen: (Bd. I. Taf. IV. Fig. 71—73)

Einzelne Tl des Treibo Fundame

1) aus der Grundmauer mit den Kreuzabzügen *e* von 7—10″□, welche gewöhnlich nach 3 Seiten münden und mit Steinen lose überdeckt sind, um

Schlacken heerd.

2) den Schlackenheerd *f* aufzunehmen. Die Lage zerschlagener Schlacken macht man am Rande höher (14—16″), als in der Mitte (9—11″);

Steinheer

3) dem Steinheerd *g*. Er wird in Form eines Kugelabschnittes aus auf die schmale Kante gestellten Barnsteinen auf dem Schlackenheerd aufgeführt, um für die aufzustampfende Heerdmasse (Mergel, Asche, Chamotte) eine unwandelbare Unterlage darzubieten. Die Fugen werden durch Darüberkehren von Mergel oder zerkrümeltem Lehm geschlossen. Die genannten beiden Heerde sind gewöhnlich kreisrund. In Ungarn[1]) hat man jedoch auch länglich ovale Heerde mit einer steinernen beweglichen Kuppel, auf denen man die Länge der Holzflamme besser, als auf runden benutzen und durch Abtreiben grösserer Quantitäten Werkblei Zeit und Arbeitslohn ersparen soll;

[1]) *Lampad.* Fortschr. 1839. p. 79.

der Saigerarbeit 67,0%, beim hydrostatischen Schmelzen 64,4% aus.

b) In Betreff des Bleiausbringens:

1835 fand beim hydrostatischen Schmelzen 13,3%, beim Saigern 36% Verlust statt.

c) In Betreff des Kupferausbringens:

Beim hydrostatischen Schmelzen wurden 13% mehr, als bei der Saigerung erhalten. Die Qualität des Kupfers war dieselbe oder noch besser, als die des Saigerkupfers.

d) Die Hüttenkosten waren bei Verarbeitung von 195 Ctr. beim hydrostatischen Schmelzen um 31 Thlr. 20 Ggr. 5 Pf. geringer, so dass der Silberverlust dadurch nicht allein gedeckt, sondern noch ein Ueberschuss von 369 Thlr. 22 Ggr. 9 Pf. gebaut ist.

Nur bei einem hinreichend dünnflüssigen bleiarmen Steine ging der Prozess erwünscht; stieg dessen Bleigehalt, so wurde er dickflüssiger und die Entsilberung geschah weniger vollständig. Wegen dieses schwankenden Erfolgs der Arbeit ist die Saigerung seit 1849 wieder eingeführt.

Altenau.

3) Versuche zur Altenauer Silberhütte[1]) im Oberharze. Der anfangs günstige Erfolg des hydrostatischen Schmelzens zu Andreasberg gab Veranlassung, den Kupferstein von Clausth. und Alten. Hütte derselben Schmelzarbeit auf letzterer Hütte versuchsweise im Jahre 1838 und 1839 zu unterwerfen. Man erhielt aber hierbei sehr ungünstige Resultate, indem man z. B. bei der Entsilberung von 533 Ctr. Kupferstein durch die Bleisäule im Jahre 1839 im Vergleich mit der Saigerung 643 Thlr. 22 Ggr. 4 Pf. Schaden machte, ein Resultat, welches für die weitere Fortsetzung der Versuche nicht sprach.

Den Grund des Misslingens hat man hauptsächlich in der bleiischen Beschaffenheit der Clausth. und Alten. Steine im Vergleich mit den Antimon und Arsen enthaltenden Andreasberger Kupfersteinen gesucht.

Altaische Hütten.

4) Versuche auf den Altaischen Hütten[2]) fielen

[1]) *Kerl*, Oberhz. Hüttenpr. 1852. p. 197.

[2]) B. u. H. Ztg. 1845. p. 403.

des Hängewerks einer grossen Gefahr ausgesetzt, und auch während des Treibens kann durch Hereinbrechen einzelner Stücke ausser Metallverlust Gefahr für die Arbeiter entstehen. Man ist desshalb meist zu den eisernen Hauben wieder zurückgekehrt.

Gemauerte Hauben.

Beiderlei Arten von Hauben lassen sich mittelst eines Krahns *w* abheben (Treibheerde mit beweglicher Haube), wenn man einen neuen Heerd schlagen oder den Ofen abkühlen will. Weit unbequemer und weniger angewandt sind die unbeweglichen gemauerten Kuppeln (Treibheerde mit fester Haube). Man hat damit in den Jahren 1844—1848 Versuche auf Altenauer Hütte gemacht. Ihrer Haltbarkeit und der Bequemlichkeit wegen müssen sie hochgewölbt werden. Sie zeichnen sich wegen gänzlich ausgeschlossenen Eisenverbrauchs durch ihre Billigkeit aus (8—9 Thlr., während eine eiserne 150 — 160 Thlr. kostet, aber 8 — 10mal so lange hält), erfordern aber nach jedem Treiben eine kostspielige Ausbesserung, mehr Zeit zum Abkühlen und einen weit grösseren Waasenverbrand, ausserdem war die Arbeit ungesund und unbequem. Zwar hätte man den Waasenverbrand durch Erniedrigung des Gewölbes verringern können, allein dadurch wäre die Arbeit noch unbequemer geworden. Bei zu niedrigem Gewölbe schlägt die Flamme rasch über den Treibraum hin, der Heerd feuert sich weich und saugt desshalb zu stark Glätte an, während gleichzeitig der Dampf auf dem treibenden Blei zu sehr aufliegt.

Noch gegenwärtig sind am Unterharz solche gemauerten Kuppeln gebräuchlich (Taf. II. Fig. 30, 31).

In Freiberg überzieht man das Innere des beweglichen eisernen Treibehutes erst mit einer Schicht Lehm, dann trägt man eine 2 Zoll starke Chamottelage (3 Thon und 1 Quarz) auf und lässt vorsichtig trocken. Ein solcher Ueberzug ist sehr dauerhaft.

In dem Ofenkranze befinden sich folgende Oeffnungen:

Glättloch.

a) Das Glättloch *n*, welches mit Heerdmasse während der Arbeit so weit geschlossen gehalten wird, dass sich dasselbe mit der obern Fläche des im Treibofen ein-

geschmolzenen Werkbleies in einem Niveau befindet, so da
die auf dem Metallspiegel sich bildende Glätte ablaufe
kann. Sobald sich das Werkblei vermindert, muss de
Heerdmasse im Glättloch durch Auskratzen derselbe
ein niedriges Niveau gegeben werden, damit die Glät
stets abfliessen kann. Die mittelst des Glätthakens (Ta
II. Fig. 37 b) gemachte rinnenförmige Vertiefung nen
man Glättgasse. Sie befindet sich gewöhnlich de
Feuerbrücke ziemlich nahe und dem Gebläse (Deutsc
land), zuweilen auch wohl der Feuerbrücke gegenüb
(Ungarn, Siebenbürgen). In letzterem Falle dient s
zugleich dazu, die Flamme und den Rauch abzuleiten. S
ist unter allen Umständen vortheilhaft mit einer Esse
zu versehen.

Zuweilen bringt man Condensationskammern üb
dem Glättloch zur Auffangung von Bleirauch an (Band
pag. 178).

Blechloch.

b) Das Blechloch *o*, gewöhnlich der Feuerbrücke
gegenüber, dient zum Eintragen der Heerdmasse und d
Werke, so wie zur Ableitung des heissen Gasstroms. E
ist mit einem starken Eisenblech *p* verschliessbar. I
Freiberg wird es Schürloch genannt, welche Benennun
sich von den Treiböfen der ältesten Construction herschreib
welche mit keinem Windofen versehen waren und be
denen das Brennmaterial durch diese Oeffnung in de
Heerd gebracht wurde. Sie dient hier, ausser zur Ab
leitung der heissen Gase, zum Ein- und Nachsetzen de
Werke.

Zuweilen steht das Schürloch mit Condensation
kammern in Verbindung (Pontgibaud, Tarnowitz etc.
oder doch mit einer Esse behuf Regulirung des Zuge
(Victor-Friedrichshütte) oder zum Schutze für die A
beiter (Freiberg).

Formen.

c) Die Kannen oder Formen *g*. Sie befinden sic
zu Paaren gewöhnlich zwischen Flammloch *i* und Blec
loch *o*, der Glättgasse gegenüber, bestehen aus Eisen un
liegen meist im Niveau oder nur wenig tiefer, als di
Feuerbrücke. Liegt das Glättloch gerade den Kannen ge
genüber und blasen letztere auf ersteres gerade zu, s

Ungarn. 2) Früheres Verfahren auf den niederungarschen Hütten[1]) Der Anreichlech (pag. 98) wird in 14—16' hohen Sumpföfen mit 2 Formen der Frischarbeit oder dem Verbleien unterworfen, welches darin besteht, dass man ihn von Zeit zu Zeit in Quantitäten von 20—24 Pfd. in den Stichheerd absticht und hier mit Blei umrührt. Letzteres wird in Quantitäten von 4 Ctr. auf die glühenden Kohlen gebracht, mit welchen der Stichheerd angefüllt ist. Dieses Quantum dient für mehrere Abstiche und bleibt 6—8 Stunden lang im Heerde. Nach dem jedesmaligen Umrühren wird der auf die Oberfläche gehende Lech abgehoben und so oft in die Frischarbeit zurückgegeben, bis sein Kupfergehalt etwa auf 20% steigt. Er wird alsdann geröstet, mit quarzigen Erzen verschmolzen, abermals eingetränkt und als Durchstechlech nach gehöriger Verröstung auf bleihaltiges Schwarzkupfer verschmolzen, welches bei einem Silbergehalt von 60—100 Loth pro Ctr. gleich beim Treiben zugesetzt wird. Der beim Schwarzmachen fallende sogenannte Oberlech wird auf Rohkupfer verschmolzen und dieses gesaigert. Das Einträukwerkblei hält 36 Loth und mehr Silber. Die ungarsche Einträukarbeit gab früher, wo reiche Erze vorkamen, ein günstiges Resultat und wurde mit einer grossen Gewandtheit ausgeführt. Seit den 30iger Jahren aber sind die Silbererze ärmer geworden und die Förderung von Bleierzen ist sehr gewachsen, gleichzeitig ist der Preis des Brennmaterials gestiegen, Grund genug, um an eine Vereinfachung der ältern Schmelzprozesse zu denken.

Ausserdem fiel der einzige Vortheil des Prozesses, der geringere Bleiverlust, dadurch weg, dass bei einem abnehmenden Silbergehalt der Erze doch dieselbe Menge Stein entsilbert werden musste. Es wurde deshalb vom Bergrath *Swaiczer* seit 1832 in Oberungarn ein Prozess eingeführt, welcher aus dem ältern und dem sächsischen Verfahren zusammengesetzt ist, (der Kupferauflösungsprozess §. 60). In Niederungarn wurde ein combinirter

Neueres Verfahren.

Siebenbürgen.

[1]) Citate siehe p. 97.

Söge die Heerdmasse gar kein Bleioxyd ein, würde das Treiben sehr lange dauern und viel Brei material erfordern.

Als Materialien von solcher Beschaffenheit sind Gebrauch:

ıerheerd. a) Ausgelaugte Holzasche (Seifensiederascl gewöhnlich mit einem Zusatze von gebrannt Kalk. Sie muss zur Entfernung der sich mit dem Bl oxyd leicht verglasenden Alkalien ausgelaugt und Zerstörung aller kohligen Theile vorher ausgeglüht se (Bd. I. p. 139). Die ausgelaugte, mit $^1/_{24}$—$^1/_{16}$ gebrannt Kalk und der Hälfte schon gebrauchtem Aescher gemen Asche wird gesiebt, unter Befeuchten mit Wasser dur geharkt und einige Stunden stehen gelassen, bis sie si ballen lässt, ohne in der Hand das Gefühl der Feucht keit zu hinterlassen.

Dieses Heerdmaterial, früher allgemein in Anwendu hatte besonders die Nachtheile, dass es mehr Glätte man wünschte, und verhältnissmässig viel Silber ein und zwar variable Mengen von beiden, weil der Aesc nicht immer von gleicher Zusammensetzung erhal werden kann. Es ist deshalb in neuerer Zeit meist

'gelheerd. b) durch den Mergel verdrängt, von dessen Eig schaften und Anwendung auf verschiedenen Hüttenwerl im Bd. I. p. 139 weiter die Rede war.

Man hat damit gegen Aescher im Allgemeinen gende Vortheile erzielt:

α) Mergel ist meist billiger als Asche und gleichmässig

β) Er saugt weit weniger Bleioxyd und dem e sprechend weniger Silberoxyd ein, so dass man m Glätte und Silber ausbringt, dagegen weniger bleiox haltigen Heerd enthält, durch dessen nochmalige no wendige Verarbeitung also weniger Metallverlust u Kosten verursacht werden.

ellung d. ılheerdes. Die Präparation des Mergels als Heerdmaterial steht darin, dass man ihn pocht, durch ein Sieb w (am Unterharz z. B. mit 64 Löchern pro □")) und glei mässig, aber weniger befeuchtet, als die Holzasche. D ses Befeuchten muss vorsichtig geschehen, damit s

keine Wassernester (Wassergallen) bilden, deren Feuchtigkeit sich nicht wie bei der Asche durch ihren Kaligehalt vertheilt. Man siebt desshalb zu Oker, um alle Klumpen zu entfernen, den befeuchteten mit schon gebrauchtem Mergel versetzten frischen Mergel durch ein Sieb mit 4 Löchern pro □", trägt ihn dann in den Heerd ein und stampft ihn in Gestalt eines Kugelsegmentes fest. Entweder bringt man die ganze zu einem Heerd erforderliche Masse auf einmal in den Ofen (Ungarn), oder stampft sie schichtenweis auf, indem man die Oberfläche der vorhergehenden Schicht jedesmal rauh macht, oder man stampft sie vom Kranze ab in concentrischen Kreisen nach der Mitte zu fest (Oberharz, Unterharz).

Da, wo sich demnächst das Blicksilber ansammeln soll, wird eine zirkelrunde Vertiefung in den Heerd geschnitten (die Spur, Blickspur), am Unterharz von 14—16" Durchmesser und $1/8$—$1/4$" Tiefe, am Oberharz von 10—16" Durchmesser und $1/2$" Tiefe, in Freiberg von 24—30" Durchmesser. Gewöhnlich liegt der tiefste Punkt des Heerdes, also auch die Spur, in der Mitte, zuweilen rückt man ihn bald der Feuerbrücke, bald dem Gebläse näher. Die letztere Lage ist dann zweckmässig, wenn das Silber schon auf dem Treibheerde möglichst fein gebrannt werden soll. (Ungarn).

Der Heerd muss so fest gestampft sein, dass er mit dem Finger keine Eindrücke mehr annimmt. Die Brust (so nennt man die im Glättloch befindliche Mergelmasse, über welche demnächst die Glätte aus dem Ofen läuft) muss vorzugsweise recht fest gestampft werden und nach dem Heerde zu möglichst flach zulaufen. Sie wird gewöhnlich einige Zoll höher gemacht, als demnächst der Metallspiegel zu stehen kommt.

Eigenschaften eines guten Mergelheerdes.

An einen guten Heerd stellt man folgende Anforderungen:

a) Gehörige Form. Dem Heerde die passende Form zu geben, erfordert grosse Uebung und Geschicklichkeit und dieselbe ist vorhanden, wenn während der ganzen Dauer des Treibens der Metallspiegel an seiner Peripherie hinreichend mit Glätte versehen ist, das Trei-

ben stets bis zum Blicken rund steht und die Blicksp
hörig abgewogen ist. Der Heerd wird vom Kranze
bis auf die Heerdfläche gehörig ausgekrämpt, bes(
unter den Kannen. In der Hölle und vor der Brust
er am höchsten sein, damit das Treiben an der Ka
seite immer gehörige Glätte hat (nicht kahl geht)
unebenem, wellenförmigen Heerde bleiben einzelne S
von Werkblei und Glätte stehen, wodurch Metallve
entstehen können. Hat der Heerd zu viel Fall und
er zu steil nach der Mitte zu, so erhält der Metalls
weniger Oberfläche, es glättet langsamer zu, das T
wird bedeutend verlängert und mehr Brennmateria
braucht. Auf einem zu flachen Heerde glättet es se
blickt aber leichter als auf einem muldigeren. Set
und Erfahrung müssen stets zur Hülfe genommen we

b) Hinreichende Festigkeit. Diese ist vorha
wenn der Heerd keine Eindrücke mit den Fingern
annimmt. Ist er zu locker, so saugt er zu viel Ble
Silberoxyd ein; bei zu grosser Dichtigkeit entstehen
Risse. Zu trockner Mergel oder ein schiefes S
(Prellen) verursacht ein Ablösen von Schaalen, in
dessen der Heerd von eindringendem Metalle ge
werden kann. Dabei dringen auch wohl Werkble
Glätte in den Stein- und Schlackenheerd ein (das T
geht durch oder wirft sich um). In solchen Fällen
man die noch auf dem Heerde stehenden Werk
reisst den Mergel- und Steinheerd weg und samme
Blei aus den Schlacken, nöthigenfalls durch Saig
unter oft nicht unbedeutenden Verlusten wieder.
Vermeidung des Umwerfens des Treibens schlägt m
Freiberg bei der nicht besonderen Qualität des M
anstatt des Schlacken- und Steinheerdes einen Chan
heerd. Die Masse dazu besteht aus Thon und (
der in verschiedenen Korngrössen von Haselnuss
Hirsekorngrösse im Verhältniss von 3: 1 mit dem '
innig gemengt und dann im Ganzen, nicht in Lage
geschlagen wird. Die Chamottemasse nimmt den g
Ofenraum zwischen den Kreuzabzügen und dem M
heerd, der auf den Chamotteheerd kommt, ein. F

…motteherd.

ind in der Mitte mit einem groben eisernen Siebe, sonst iber lose mit Steinen bedeckt. Ein solcher Chamotteheerd ehält sehr lange die Eigenschaft, die Feuchtigkeit des Mergelheerdes aufzusaugen, und braucht etwa nur einmal ährlich eingeschlagen zu werden. Bevor der Kalk-Mergelheerd darauf kommt, muss der Chamotteheerd 5—6 Stunden lang vorsichtig abgewärmt werden. Eine Heerdmasse aus Thon, Sand und Mergel hielt sehr gut, auch ein Gemenge von gebranntem und ungebranntem Thon.

c) Gehörige Dicke. Diese muss vorhanden sein, damit das Metall den Heerd nicht durchdringt. In Freiberg wird der Heerd in der Mitte 8 Zoll, am Rande 9 Zoll stark aufgetragen und bis zu 2 Zoll Dicke zusammengestampft. Um frischen Mergel zu sparen, bringt man da, wo der Heerd am dicksten sein muss, alten bleioxydfreien Mergel vom vorigen Treiben (Heerdmergel) unter ersteren.

Einsetzen der Werke.

2) Das Einsetzen der Werke. Dieses geschieht bei abgehobener Haube von oben oder durch das Blechloch, indem am besten etwa $^2/_3$ der Werke vor's Flammenloch und $^1/_3$ in die Hölle gesetzt wird. Man setzt nun entweder

a) die ganze Quantität zu einem Treiben bestimmter Werke (100—250 Ctr.) mit einem Male ein (Ober- und Unterharz, Ungarn) oder

b) trägt anfangs nur so viel Werke auf, als der Heerd fassen kann und setzt dann durch das Blech- oder Schürloch frische Werke in dem Verhältniss nach, wie sich das Niveau der treibenden Werke im Heerde vermindert (zu Freiberg, zu Holzappel, in Ungarn).

Vortheile und Nachtheile des Nachsetzens der Werke.

Letzteres Verfahren hat folgende Vortheile:

α) auf einem kleinen Heerde lassen sich verhältnissmässig mehr Werke bei einem geringeren Aufwand von Brennmaterial vertreiben.

β) Das Verhältniss des Heerdes zur Glätte vermindert sich dadurch, dass der Spiegel der flüssigen Masse im Heerde fast immer gleich bleibt und die Oberfläche des Heerdes kleiner ist.

γ) Zum Flüssigerhalten einer kleinen Menge Werkblei ist eine geringere Temperatur vorhanden; bei grossem

Grunde werden grosse Schwarzkupferstücke zerkleinert entweder

a) durch das sogenannte Kupferbrechen. Dies geschieht mittelst Pochwerke (Hettstädt) oder schwerer Hämmer (Grünthal), indem man das Schwarzkupfer je nach seiner Zähigkeit, gewöhnlich auf Saigerheerden, zuvor erhitzt oder nicht. (Kaltes und warmes Kupferbrechen.) Bei diesem Ausglühen bleiischer Schwarzkupfer saigert nicht selten eine bleiische Masse (Kupferbrechdörner zu Grünthal) aus, die beim Abtreiben mit zugesetzt werden kann.

Kupferbre

b) Durch das Granuliren[2]), indem man das eingeschmolzene Schwarzkupfer in bewegtes Wasser absticht. Durch ein oxydirendes Schmelzen beim Flüssigmachen des Schwarzkupfers (Verblasen) erreicht man gleichzeitig eine Reinigung desselben und eine Concentration des Silbergehalts.

Granulir

2) Das Frischen des Schwarzkupfers. Unter Frischen versteht man auf Saigerhütten das Zusammenschmelzen des silberhaltigen Schwarzkupfers mit metallischem Blei oder bleiischen Producten, um das Silber des Kupfers ans Blei zu bringen, mit welchem es verwandter ist. Damit dies möglichst vollständig geschieht, ist es erforderlich, dass die Menge des Zuschlagbleies zum Kupfer und Silber in einem gewissen Verhältniss steht. Erfahrungsmässig darf nach *Karsten* das Verhältniss des Bleies zum Kupfer nicht grösser sein, als das von 11: 3, wenn man beim demnächstigen Absaigern des silberhaltigen Bleies nicht zu viel Kupfer in den Werken mit fortführen will; ferner sind nach *Karsten* zu jedem Loth Silber, welches das Metallgemisch enthält, mindestens 15 — 16 Pfd. Blei erforderlich. Bei weniger Blei bleibt zu viel Silber in dem Kupfer zurück.

Begriff.

Nach *Karsten* darf man sich von diesem Verhältniss ungestraft nicht zu weit entfernen, was zwar im Allgemeinen ein richtiger, aber nach Lokalverhältnissen modi-

Verhält zwischen und Ku

[1]) Bgwkfd. IX, 368.

[2]) *Winkler* in *Erdm.* J. f. ök. Ch. XII, 204.

ficirbarer Grundsatz ist. Will der Hüttenmann eine Frischbeschickung zusammensetzen, so hat er zunächst zu erwägen, ob es in Bezug auf den Werth der Metalle vortheilhafter ist, etwas Kupfer in das Saigerblei zu führen und das Silber und Blei wieder vollständiger zu gewinnen, oder mehr Blei und Silber im Kupfer zu lassen, um einen möglichst geringen Verlust an letzterem zu haben. Hiernach wird bei Zugrundelegung der *Karsten*'schen Zahl durch Versuche das vortheilhafteste Verhältniss zwischen Blei und Kupfer ausgemittelt werden müssen. Auf den Oberharzer Hütten hat sich nach langjähriger Erfahrung das Verhältniss von 100 Schwarzkupfer mit 3—5 Loth Silbergehalt zu 200—275 Blei in Bezug auf das Metallausbringen als das günstigste erwiesen. Dieses Verhältniss wird jedoch modificirt, je nachdem das Schwarzkupfer mehr oder weniger Blei enthält. Zu Grünthal gibt man auf 3 Theile Kupfer 11 Theile Blei.

Ist das Schwarzkupfer nicht so reich an Silber, dass bei dem Verhältniss des Bleies zum Kupfer von 11: 3 so reiche Werke fallen, dass auf 1 Loth Silber 15—16 Pfd. Blei kommen, so werden die bei der Saigerung erhaltenen armen Werke statt silberleeren Bleies zum Frischen einer neuen Quantität Schwarzkupfer benutzt, wodurch dann Werke von obigem Silbergehalt erfolgen. Das erste Frischen mit Blei nennt man Armfrischen, das zweite mit armen Werken Reichfrischen.

Arm- und Reichfrischen.

Es ist nun Thatsache, dass beim Verschmelzen silberhaltiger Schwarzkupfer mit silberleerem Blei, also bei einem einmaligen Frischen, die Extraction weit vollkommener erfolgt, als wenn man silberhaltiges Blei dazu verwendet (beim zweimaligen Frischen). Man erhält zwar in ersterem Falle ein silberärmeres Blei, als im letzteren, aber auch vollständiger entsilbertes Schwarzkupfer, und es kommt dann bei der Wahl der einen oder andern Methode darauf an, ob in ersterem Falle das Mehrausbringen an Silber den grössern Bleiverlust beim Abtreiben deckt.

Unterharzer Erfahrungen.

So hatte man früher zu Oker ein Arm-, Mittel- und

Reichfrischen. Seit 1838 hat man das Mittelfrischen weggelassen und gefunden, dass bei einem 2maligen Frischen (Arm- und Reichfrischen) das Mehrausbringen an Silber den grössern Bleiverlust beim Treiben deckt. Ausserdem hat das zweimalige Frischen vor dem dreimaligen die Vorzüge gehabt, dass dem antimonhaltigen Schwarzkupfer durch öftere frische Bleizusätze das Antimon besser entzogen wurde, als durch schon zweimal benutztes Werkblei, indem das Gaarkupfer eine bessere Qualität erhielt. Vielleicht wird ein nur einmaliges Frischen noch erwünschtere Resultate geben. Ein Armfrischstück besteht zu Oker aus 72 Pfd. Cu und 225 Pfd. Pb, ein Reichfrischstück aus 72 Pfd. Cu und 275 Pfd. Pb, woraus sich ergibt, dass bei ersterem ein geringerer, bei letzterem ein höherer Bleizuschlag angewandt ist, als das von *Karsten* angegebene Verh. 11: 3 erfordert, nämlich respect. 9,4: 3 und 11,5: 3. Die Granalien vom Schwarzkupfer aus der Kupferarbeit halten durchschnittlich 5 Loth Silber, die aus der Bleisteinarbeit 6—6½ Loth, die Armwerke 2½ Loth, die Reichwerke 3½ Loth; Kupfergehalt 2—3%.

Oberharzer Erfahrungen

Zu Altenau nimmt man auf 1 Frischen von 51 Ctr. Krätzschwarzkupfer mit 3¾—8¾ Loth, durchschnittlich mit 5 Loth Silber, 140,25 Pfd. Pb (3: 8,2) und erhält demnächst Werke von 2¼—3⅛ Loth Ag. Je höher der Silbergehalt, desto mehr Silber bleibt im Rohkupfer zurück und kann nur durch wiederholtes Verfrischen desselben verringert werden. *Karsten* gibt den höchsten Gehalt des für einmalige Saigerarbeit tauglichen Kupfers zu 19—20 Loth und den Silbergehalt des in den Handel gehenden Saigerkupfers zu 1½—3 Loth an. Das Okersche gute Gaarkupfer hält 2¼—2½ Loth, das Krätzgaarkupfer 2—2¼ Loth, das Abzugsgaarkupfer 1½—2¾ Loth, das Altenauer Gaarkupfer 1 Loth Silber.

Die Anwendung von metallischem Pb (Altenau) ist der von Glätte (Oker) vorzuziehen, weil letztere zu einer grössern Schlackenbildung Veranlassung gibt.

Frischöfen.

Die Kupferfrischöfen sind gewöhnlich niedrige Spuröfen mit offnem Auge. Das Schmelzen erfordert einige

Uebung, indem der Frischer stets darauf achten muss, dass die zusammengehörigen Quantitäten Kupfer und Blei sich vereinigen.

nipulationen. Um nämlich das oben erwähnte Verhältniss der Metalle möglichst herzustellen, gibt man Kupfer und Blei in Quantitäten von bestimmtem, unabänderlichem Gewicht auf und nennt dann ein solches zusammengehöriges Quantum, nachdem es zusammengeschmolzen und in eine eiserne Pfanne abgestochen ist, ein **Frischstück**. In diesem muss einestheils das Blei zum Kupfer im richtigen Verhältniss stehen (11: 3), dann aber auch das Blei zum Silber (15—16 Pfd. Pb auf 1 Loth Ag.) Letzteres kann aber nur dadurch erreicht werden, dass man den Silbergehalt aller zur Beschickung kommenden Substanzen erforscht und diese danach zweckmässig zusammensetzt. Der Normalbestand eines Frischstücks ist nach *Karsten*: $^3/_4$ Ctr. Cu, $^{11}/_4$ Ctr. Pb und 75—76 Quentchen Ag, wobei auf 3 Thle. Cu 11 Theile Pb und auf 1 Loth Ag 16 Pfd. Pb kommen.

se Gebläseluft. Heisse Gebläseluft vermehrt den Bleiverbrand und befördert die schnelle Zerstörung der Oefen, ohne eine wesentliche Brennmaterialersparung oder eine stärkere Förderung zu bewirken.[1])

Beim Kupferfrischen fallen folgende Producte:

ducte des rischens. a) Frischstücke, im Wesentlichen aus Pb und Cu bestehend, mit verschiedenen Mengen Ag, wo aber der grösste Theil des Letzteren ans Blei gebunden ist. Sie werden dem Saigerprozess übergeben.

Man gibt ihnen gewöhnlich die Gestalt von 3—3½" dicken Scheiben, weil sie in dieser Gestalt die grösste Oberfläche bei der geringsten Stärke der Masse darbieten. Zu starke Scheiben erfordern zu ihrer Absaigerung eine so starke Hitze, dass sie in Fluss gerathen; bei zu dünnen Scheiben ist die Verhinderung eines totalen Flüssigwerdens schwer.

b) Schlacke, auch wohl Frischabstrich genannt. Obgleich man beim Frischen keine Zuschläge gibt, so erzeugen sich doch 5—6% Schlacken aus der Asche der

[1]) *Merbach*, Anwend. d. erhitzten Gebläseluft 1840, p. 216.

Kohle und den Erden der Ofenwände. Sie werden bei einem Gehalt von 30—60 Pfd. kupferigem Blei dem Krätzfrischen oder Krätzschmelzen übergeben.

c) Krätz, Ofenbruch, Flugstaub mit variabeln Mengen von Cu und Pb, kommen im verwaschenen oder unverwaschenen Zustande zur Krätz- oder Dörnerarbeit.

3) Das Saigern der Frischstücke.

Theorie.

Wie bereits früher angeführt ist, bilden Cu, Pb und Ag im flüssigen Frischstück eine homogene Legirung. Sobald diese aber plötzlich erstarrt, was man durch Begiessen des Frischstücks mit Wasser befördert, so entsteht ein mechanisches Gemenge von silberhaltigem Blei und einer Legirung, die aus etwa 1 Theil Pb und 3 Theilen Cu mit bedeutend geringerem Silbergehalte besteht. Die Absonderung geschieht grösstentheils nach dem spec. Gewicht, zu unterst befindet sich meist silberhaltiges Blei. Erhitzt man dieses Gemenge auf passenden Vorrichtungen bis zur Temperatur des schmelzenden Bleies, so saigert das Werkblei aus und eine strengflüssigere, etwas Ag haltende Legirung aus 1 Pb u. 3 Cu (Kiehnstock) bleibt zurück.

Die Operation führt man auf den sogenannten Saigerheerden (Bd. I. Taf. I. Fig. 13) aus.

Regeln b Saigerı

Bei diesem Prozesse kommt es auf die Beobachtung folgender Punkte hauptsächlich an:

a) Man muss den Luftzutritt zu den Frischstücken möglichst vermindern, damit nicht zu viel leichtschmelzbare oxydirte Verbindungen (Krätz, Saigerdörner) entstehen.

b) Die Frischstücke müssen möglichst gleichförmig, nicht zu stark und nicht zu schwach erhitzt werden, und zwar anfangs bei geringerer Temperatur, als gegen Ende des Prozesses. Eine zu hohe Temperatur bewirkt die Bildung kupferiger Werkbleie, eine zu niedrige die Entstehung von silber- und bleireichen Kiehnstöcken.

Mangelhaftigkeit des zesse

Aber selbst bei ganz sorgfältiger Ausführung des Prozesses ist eine vollständige Absaigerung des Werkbleies nicht möglich, indem das auf den Saigerscharten zurück bleibende Kupfer nach *Karsten* gegen 25% Pb und

das Gebläse verstärkt, damit der Wind gehörig oxydiren und die Glätte der Glättgasse zu treiben kann; bei abnehmendem Treiben wird es geschwächt. Man muss fortwährend danach trachten, das Metallbad von einem Glättrand umgeben zu erhalten. Ist er zu gross, so wird die weitere Oxydation des Bleies dadurch verzögert, ist er zu schwach, so fliesst leicht mit der Glätte gleichzeitig Werkblei aus und die Verflüchtigung von Blei und Silber ist grösser. Der Glättrand verhindert auch das Stehenbleiben von Metallkörnern auf dem Heerd. Mittelst der Schnepper kann man dem Winde jede beliebige Richtung geben. Diese wird zu Anfang der Glättperiode so geleitet, dass der Wind aus beiden Kannen nach entgegengesetzter Richtung geht; je nach dem verschiedenen Stand der Glätte erleidet diese Windführung Modificationen. Gegen das Ende müssen sich die Windstrahlen hinter der Spur kreuzen.

Heisse Luft[1]) veranlasste in Freiberg eine Verzögerung der Arbeit und grösseren Brennmaterialverbrauch ohne Aenderung des Ausbringens.

In Kongsberg[2]) wird dieselbe mit Vortheil angewandt.

c) Auf richtige Führung der Glättgasse. Bei zu tief ausgeschnittener Glättgasse wird zwar der Bleiverlust und der Heerd weniger stark, allein es läuft leicht Werkblei mit aus (es geht unrein) und die Glätte wird silberreich. Bei zu langsamem Abfluss der Glätte (bei zu flacher Führung der Glättgasse) sammelt sich die Glätte zu sehr auf dem Treiben an; hierdurch wird die Einwirkung des Gebläses auf die Werke verhindert, es entsteht ein Verlust an Zeit, Brennmaterial und Blei, und es bildet sich ein um so stärkerer Heerd. In solchem Falle schneidet man wohl eine zweite Gasse aus. Zu Anfang wird die Glättgasse nach der Höllenseite zu ausgeschnitten, gegen das Ende an der Windofenseite, der verschiedenen Temperatur wegen. Bei zu breiter Glättgasse kann ein Un-

---

1) *Merbach*, Anwendung der erwärmten Gebläseluft. 1840. p. 168.
2) *Tunners* Jahrb. 1852 p. 191. B. u. h. Ztg. 1855. p. 106.

reingehen durch Einlegen von Mergel weniger leicht beseitigt werden.

Nachsetzen der Werke.

In dem Falle, wo nicht alles Werkblei auf einmal eingesetzt wird (Freiberg, Holzappel), beginnt man mit dem Nachsetzen der Werke, sobald die Glättperiode eintritt. Mittelst einer Art Gabel (Gems) setzt man die Werkscheiben durch das Schürloch auf den obern Rand des Heerdes, wo sie dann allmählig abschmelzen und dem Heerde zufliessen. Man richtet sich mit dem Nachsetzen nach der Glättgasse.

Sobald die Glätte, durch freiwilliges Ablaufen oder Abziehen aus dem Heerde entfernt, so weit abgenommen hat, dass sie die Oberfläche des Silberkuchens nicht gehörig bedecken kann, so zeigt die geschmolzene Masse einen bedeutenden Glanz und die helle Farbe des Silbers wird bemerkbar (das Blumen des Silbers). Dies giebt eine Andeutung, dass die Periode des Blickens bevorsteht. Das Blumen wird dadurch hervorgerufen, dass die Glätte auf der convexen Oberfläche des Silbers einen netzartigen, beweglichen Ueberzug bildet, zwischen dem das Silber bald hier, bald dort mit seinem bedeutenden Glanze durchblickt.

Producte der Glättarbeit.

Die Producte der Glättarbeit, die Glätten, sind, jenachdem sie von verschiedenen Perioden der Glättarbeit gefallen sind, verschieden zusammengesetzt. Man unterscheidet in dieser Beziehung:

Erste Glätte.

a) Die erste, unreine, kupferige oder wilde Glätte. Sie ist noch sehr unrein, eignet sich deshalb nicht zum Verkauf und zum Frischen, und wird gewöhnlich mit der letzten silberreichen Glätte unter dem Namen Vorschläge beim Hüttenbetrieb wieder verwandt. Von dieser Beschaffenheit ist die Freiberger Fussglätte und die schwarze Glätte, erstere so benannt, wenn sie von der Hüttensohle weggenommen und mit Mergeltheilen etc. vermengt ist. Meistens enthält die schwarze Glätte eben so viel Blei, wie die gelbe, und scheint ihre dunkle Farbe, wenn sie sich an der Oberfläche der Bruststücke ansetzt, oft nur von der schnellen und anhaltenden Berührung mit der atmosphärischen Luft herzurühren. Die durch die

schlacke angesammelt wird, der beim Verblasen des entsilberten Schwarzkupfers verloren geht.

Man erhält zu Oker beim Verblasen von 60 Ctr. Schwarzkupfer aus der Bleiarbeit 52 Ctr. Granalien mit 5 Loth Ag und 9—10 Ctr. Verblaseschlacken; von 60 Ctr. Schwarzkupfer aus der Bleisteinarbeit 46 Ctr. Granalien mit 6—6½ Loth Ag und 16 Ctr. Schlacken.

Auf den Oberharzer Hütten ist das vorherige Verblasen der zu frischenden Schwarzkupfer meist nicht gebräuchlich. Auf Andreasberger Hütte geschah es früher[1]), wurde dann aber unterlassen, so dass man die Kupfer gleich verfrischte, die Frischstücke saigerte, die Kiehnstöcke darrte, die Darrlinge verblies und das verblasene Kupfer gaar machte. Dieser Prozess unterschied sich von dem auf den andern Oberharzer Hütten dadurch, dass man die Kiehnstöcke vor dem Verblasen erst noch darrte.

[...]ucte vom [...]rblasen.

Beim Verblasen der Kiehnstöcke fallen folgende Producte:

a) Verblasene Kiehnstöcke, werden gaar gemacht.

b) Verblasenschlacken, enthalten die meisten Unreinigkeiten der Kiehnstöcke und werden meist einem eigenen Schmelzen mit andern Krätzen unterworfen, wobei Saigerstücke resultiren, die ein armes Werkblei und zuletzt ein Gaarkupfer von schlechter, glimmeriger Qualität liefern.

5. Die Krätzarbeiten (Dörnerschmelzen).

[...]gemeines.

Die bei den Saigerarbeiten erfolgenden kupfer-, silber- und bleihaltigen Abfälle (Geschur, Pickschiefer, Saigerkrätz, Darrschlacke, Darrheerd, Ofenbrüche etc.) werden durch Verschmelzen für sich oder mit bleiischen Producten noch auf diese Metalle zu Gute gemacht. Erhitzte Gebläseluft[2]) gab beim Verschmelzen solcher Abfälle nicht den gewünschten Erfolg.

§. 42. Beispiele für die Saigerung silberhaltiger Schwarzkupfer.

---

[1]) *Lamp.*, Fortschr. 1839. p. 99.

[2]) *Merbach*, Anwendung der erwärmten Gebläseluft. 1840. p. 224.

Unterharz.

A. Zu Oker am Unterharze[1]) werden die Rohrostschwarzkupfer von der Kupferarbeit (Bd. II. p. 214) und der Kupferbleisteinarbeit (Bd. II. p. 215) mit 2—996 % Cu und $3^3/_4$—6 Loth Ag im Ctr. verblasen, gefrischt, gesaigert, gedarrt und gaargemacht.

1) Das Verblasen und Granuliren. 60 Ctr. Schwarzkupfer werden auf einem, auf dem Steinheerd *a* (Taf. II. Fig. 28, 29) ruhenden, aus einem Gemenge von Mergel und Gestübbe geschlagenen Heerd *b* durch ein 3—4-stündiges Feuer ins Rothglühen, dann bei Zuführung von Gebläseluft durch die Kannen *c* während 12—15 Stunden zum Schmelzen gebracht. Es wird sodann fortwährend so lange durch das Schlackenloch *d* Schlacke gezogen, bis eine mit dem Gaareisen geholte Probe eine hinlängliche Reinigung des Kupfers anzeigt. Hierauf reisst man unter dem mit Steinen lose zugesetzten grossen Schürloche *e* eine Gasse *f* auf und lässt das Kupfer in dünnem Strahl in ein mit einem Blechdeckel versehenes Wasserbassin *g* so einfliessen, dass den Kupferstrahl ein durch *h* zugeleiteter Wasserstrahl trifft. Nachdem der Prozess beendigt ist, wird derselbe noch zweimal auf demselben Heerde mit Einsätzen von 50 Centner Schwarzkupfer wiederholt.

Von 60 Ctr. Schwarzkupfer fallen bei einem Aufwand von 18—20 Stunden Zeit und 9—10 Schock Waasen 52 Ctr. Granalien mit 5 Loth Silber und 8—10% Nässe, sowie 9—10 Ctr. Verblasenschlacken mit 50—70% bleiischem Schwarzkupfer und etwas Kupferschlamm. Die folgenden Verblasen erfordern weniger Zeit und Brennmaterial.

2) Das Kupferfrischen. Man unterscheidet ein Arm- und Reichfrischen. Beim Armfrischen setzt man in den Kupferfrischofen, einen Spurofen mit offenem Auge (Bd. I. Tafel III. Fig. 50, 51) auf die Kohlen 89 Pfd. nasse = 80 Pfd. trockne Granalien, gibt nach 10—12 Minuten, wenn die Kohlen weit genug niedergegangen sind, 120 Pfd. Glätte mit 76—88% Blei und $^1/_8$ Loth Silber im Ctr. und $1^1/_4$ Ctr. Krätzwerke mit $^7/_8$ Loth Silber im Ctr. zum

[1]) *Kerl*, Unterharz. Hüttenpr. 1854. p. 95.

ersten Frischstück, setzt darauf Kohlen mit etwas Cokes und zu oberst wieder 89 Pfd. Granalien fürs zweite Frischstück.

Alsbald fliessen die vereinigten Bestandtheile des ersten Frischstücks (Kupfer und Blei) durch das Auge *a* in den Vortiegel *b* und werden in die eiserne Frischpfanne *c* abgestochen, während gleichzeitig mit dem Aufgeben von Beschickung und Kohlen in der eben angegebenen Weise fortgefahren wird. Bei normalem Gange fliessen Legirung und Schlacke, letztere durch Einwirkung des Bleioxydes auf das Ofengemäuer und die Asche des Brennmaterials gebildet, gleichmässig und ziemlich stark durch das Auge, die etwa 2″ lange Nase ist abwechselnd hell und dunkel und die Gicht hell. Beim Reichfrischen werden auf 89 Pfd. nasse Granalien 2½ Ctr. Armwerke gerechnet.

In 1 Campagne von 10—12 Stunden verfrischt man 51 Ctr. 60 Pfd. trockene Granalien bei einem Aufwand von 4 Karren Kohlen und 10 Balgen Cokes und einem Erfolg von gewöhnlich 42 Arm- und 30 Reichfrischstücken, 6—8 Ctr. Frischschlacken mit 30—50 Pfd. Blei, ¼ Loth Silber und einigen Pfd Cu im Ctr., sowie 1—2 Ctr. Ausschurkrätz. Ein Armfrischstück wiegt 297 Pfd., ein Reichfrischstück 347 Pfd. bei etwa 3 Zoll Dicke.

3) Saigern der Frischstücke. Man stellt auf die 5′ 6″ langen und 2′ 6″ breiten geneigten Saigerscharten *b* des Saigerheerdes (Bd. I. Taf. I. Fig. 13) in 3—5zölliger Entfernung 6—7 Saigerstücke vertikal auf und verhindert das Umfallen derselben durch Dazwischenstellen von Holzpflöcken. Dann umgibt man den Heerd mit den Saigerblechen *f*, füllt die Zwischenräume zwischen den Saigerstücken mit Kohlen und beginnt in der Saigergasse *d* mit Holz zu feuern, worauf die Kohlen ins Glühen kommen.

Alsbald tröpfelt Werkblei durch die Saigerritze *c*, welches in den Sumpf *e* fliesst. Durch Oeffnen der Züge in der Brandmauer verstärkt man allmählig den Zug, erhöht aber die Temperatur nicht zu sehr, damit nicht zu viel Kupfer ins Werkblei geht. Von Zeit zu Zeit

rerden Saigergasse und Saigerritze gereinigt und bei guten Kohlen ist der Prozess nach 4—6 Stunden, wenn kein Blei mehr aussaigert, beendigt.

Man thut alsdann die Seitenbleche weg, kellt das Saigerblei, welches entweder nochmals zum Frischen kommt oder gleich abgetrieben wird, in Formen aus und reisst die entsilberten bleiischen Kupferstücke (Kiehnstöcke) mit eisernen Haken von den Saigerscharten. Die durch theilweise Oxydation von Pb und Cu entstandene Saigerkrätze wird separirt aufbewahrt.

Von 42 Arm- und 30 Reichfrischstücken erfolgen bei einem Aufwand von 3¾ Karren Kohlen und 1¼ Malter Holz 65—70 Ctr. Kiehnstöcke, 68—70 Ctr. Arm- und 58—60 Ctr. Reichwerke und 40—43 Ctr. Saigerkrätz. Die Kiehnstöcke werden noch gedarrt (Bd. II. p. 214) und im kleinen Heerd gaar gemacht (Bd. II. p. 215), die silber-, kupfer- und bleihaltigen Abfälle beim Frisch- und Saigerprozesse aber dem Krätzfrischen (Bd. II. p. 216) unterworfen.

Oberharz.

B. Auf den Oberharzer Hütten[1]) werden dem Saigerprozesse diejenigen silberhaltigen Schwarzkupfer unterworfen, welche beim Verschmelzen der gerösteten Kupferbleisteine (Bd. II. p. 56) erfolgen, und zwar werden diese Prozesse zur Altenauer, Lautenthaler und Andreasberger Hütte ausgeführt.

Auf den erstern beiden Hütten wird das in Stücke zerschlagene Schwarzkupfer mit 3¾—8¾ Loth, durchsch. mit 5 Loth Silber in Sätzen von 2¾ Ctr. Blei zu 1 Ctr. Schwarzkupfer in einem Spurofen mit offenem Auge (Bd. I. Taf. III. Fig. 50, 51) bei Anwendung von Holzkohlen gefrischt. Auf 1 Frischen von 50—51 Ctr. Kupfer gibt man 140 Ctr. 25 Pfd. Frischblei, wobei in 7—8 Stunden 60—65 Maass Kohlen verbraucht werden. Die Frischstücke werden auf Heerden abgesaigert, die dabei erfolgenden Saigerwerke mit 2⅛—2⅜ Loth Silber abgetrieben und die Kiehnstöcke mit ¼—¾ Loth Silber und etwa ¼ ihres Gewichts Blei in Quantitäten von 40—44 Ctr. zur

[1]) *Kerl*, Oberh. Hüttenprozesse 1852. p. 180, 227, 251.

Altenauer Hütte in einem, einem Treibofen ähnlichen Spleissofen von 10' Durchmesser (Bd. I. Taf. IV. Fig. 74—75) verblasen, sodann im kleinen Heerd gaar gemacht.

Zur Andreasberger Hütte werden die Kiehnstöcke vor dem Verblasen gedarrt, um in dem Pickschiefer einen Theil des in den Kiehnstöcken enthaltenen Silbers auszuziehen und beim Krätzfrischen zu gewinnen.

Fahlun. C. Saigerprozess zu Fahlun auf Gustav's III. Silberwerk.[1]) Die beim Verschmelzen kupfer- und silberhaltiger Bleierze erhaltenen Kupfersteine (Bd. II. p. 77) mit $3^1/_2$ Loth Silber werden nach gehöriger Verröstung mit Quarz, Glätte und Heerd zusammengeschmolzen, wobei man etwas Werkblei und Frischstücke erhält. Diese werden in einem eigenthümlich construirten Flammofen einem combinirten Saiger- und Darrprozess unterworfen. Diese Methode soll wegen des unbedeutenden Bleiverlusts und der vollständigen Ausziehung des Silbers dem gewöhnlichen Saigerprozess vorzuziehen sein, namentlich soll sie sich als die vortheilhaftere herausstellen, wenn man silber-, blei- und kupferhaltige Erze zu verhütten hat und also alle 3 Metalle gewinnen will.

Früherer Mansfeldscher Prozess. D. Aelterer Prozess auf der Saigerhütte bei Hettstädt im Mansfeldschen. Die Saigerung der Mansfelder silberhaltigen Schwarzkupfer (Bd. II. p. 258) geschah bis zum Jahre 1831.[2]) Sie wich dann der Amalgamation der Kupfersteine, weil sich mittelst derselben das Silber vollständiger ausziehen und ein besseres Kupfer darstellen liess. Kaum hatte diese über den höchst unvollkommenen, Zeit und Geld raubenden Saigerprozess (man musste alles Blei kaufen) den Sieg davon getragen und war zu einem noch nicht übertroffenen Grad von Vollkommenheit gebracht, als auf dem Felde der Metallurgie durch die hüttenmännische Intelligenz zweier Mansfelder Beamte hervorgerufen, fast gleichzeitig 2 neue

---

[1]) Bgwfd. XI, 606.

[2]) *Lampad*, Hüttenk. II. Bd. II. Th. p. 192. Dess. Suppl. I. 37, II. 208. — *Hartm.* Repertor. II, 493.

ein noch unreines, vorzüglich Blei und Kupfer enthaltendes Silber, zur Verwendung in der Technik noch untauglich. Die weitere Reinigung durch einen Oxydationsprozess geschieht nun entweder

..igung des ..ksilbers.

a) gleich auf dem Treibheerde (Ungarn, Siebenbürgen), indem man bei fortgesetzter starker Feuerung das Silber in stark treibende Bewegung bringt und den Windstrom gegen die Ränder des flüssigen Silbers leitet, bis die gehörige Feine vorhanden ist. Diese Operation ist jedoch schwierig und kostspielig, indem der im Verhältniss zur Masse des Silbers grosse Raum des Treibheerdes zur Hervorbringung des nöthigen Hitzgrades einen bedeutenden Aufwand an Brennmaterial erfordert. Wird der strengflüssige Silberkuchen nicht stundenlang einer starken treibenden Bewegung ausgesetzt, so bleiben auf der Unterfläche desselben leicht Bleitheile zurück.

Deshalb treibt man gewöhnlich die Reinigung im Treibheerd nur bis zum Blicken und entfernt dann die noch zurückbleibenden Beimengungen (5 — 10 %)

b) durch das Feinbrennen (§. 51) auf einem kleinen Heerde, wo sich die Hitze leichter zusammenhalten und der Prozess besser übersehen lässt, oder durch ein Tiegelschmelzen.

..hlen etc. Blicksilbers.

In diesem Falle wird nach dem Blicken das Gebläse abgehängt, das Silber anfangs mit warmem, dann mit kaltem Wasser abgekühlt, mit einem langen Meissel (Silbermeissel) aus der Spur gehoben und aus dem Ofen geholt und gereinigt.

Nach in Pontgibaud[1]) gemachten Erfahrungen schlägt der Silberkuchen beim Abkühlen mit Wasser noch Wurzeln in den Heerd, weshalb man denselben zweckmässig durch Windzuführung bei unterbrochener Feuerung und geöffneten Thüren zur Abkühlung bringt. Geschieht die Abkühlung weder durch Wind, noch durch Wasser, so bläht sich das Silber am Rande auf und enthält daselbst gewöhnlich mehr Blei, als der übrige Kuchen.

Es ist in diesem Falle nicht räthlich, die Feine höher

---

[1]) B. u. h. Ztg. 1851. p. 360.

s 15 Loth im Treibofen zu bringen, weil bei fortgesetzem Treiben an verschiedenen Puncten des Heerdes Blasen aufsteigen, welche Silbertheilchen in die Höhe reissen und Verluste erzeugen, sowie auch der Aufwand an Brennmaterial erhöht wird.

Behandlung Treibheerde

8) Das Ausbrechen des Heerdes. Man lässt den mit Bleioxyd etc. imprägnirten Treibeheerd bei abgehobener Kuppel erkalten, untersucht ihn dann auf Silberwurzeln, Silberkörner oder Bruchsilber (Anbrüche), zerschlägt ihn mit Fäusteln, hebt ihn mit Keilhauen auf und wirft ihn aus dem Ofen. Er besteht aus den Substanzen, welche die Heerdsohle bilden, gemengt mit Glätte und Abstrich. Die oberste Kruste von 2—3″ Stärke hat eine strahlige Textur und besitzt grosse Dichtigkeit und Härte. Die darunter liegende, wenig von Bleioxyd imprägnirte Schicht ist leicht zerreiblich, sandig und mager anzufühlen und kommt wieder unter dem Namen Heerdmergel zum nächsten Treibheerd.

Der Heerd hält immer mehr Silber zurück, als die ablaufende Glätte, namentlich nimmt er gegen das Ende der Operation viel Silber auf.

Bleioxydhaltiger Heerd bildet sich immer nur am Rande des Metallbades, wo er mit Glätte in Berührung kommt, und wird um so dicker, je länger dieses dauert.

Er wird entweder zur Gewinnung seines Silber- und Bleigehaltes bei anderen Schmelzprozessen wieder mit zugesetzt (Bleierzschmelzen, Bleisteinschmelzen etc.) oder, namentlich bei einem nicht unbedeutenden Silbergehalt, unter Zusatz von Fluss befördernden Mitteln (Schlacken, Thonschiefer) für sich auf Werkblei verschmolzen, welches vertrieben oder beim Kupferfrischen oder sonstig verwendet wird. (Bd. II. pag. 130.)

Aidarow[1]) verschmilzt den bleioxydhaltigen Treibheerd mit Vortheil in einem Flammofen mit alten Haldenschlacken und Brucheisen oder Eisensauen, wobei das von den zugeschlagenen Schlacken aufgenommene Bleioxyd durch das Eisen abgeschieden wird. Wie es scheint,

[1]) Oesterreich. Zeitschr. 1854. p. 410.

em Oberharze, behuf der schnelleren Abkühlung, eine ewegliche eiserne Haube. Während dessen machte man ı Sachsen die ganze obere Hälfte des Treibofens beveglich, wodurch die oben hervorgehobenen Uebelstände gänzlich beseitigt wurden.

Die zur Zeit auf den verschiedenen Hüttenwerken n Anwendung befindlichen Oefen lassen sich eintheilen in solche mit festem Heerde (deutsche Treiböfen) und in solche mit beweglichem Heerde (englische Treiböfen).

Construction der Treiböfe

§. 44. Abtreibprozess in Oefen mit unbeweglichem Heerde. Die deutschen Treiböfen sind Gebläseflammöfen und bestehen aus 2 Haupttheilen, dem Windofen und dem Heerdraum, welche beide durch das Flammloch mit einander verbunden und durch die Feuerbrücke getrennt sind (Bd. I. p. 176). Der Windofen ist meist für Holzfeuerung, seltener für Steinkohlenfeuerung (Tarnowitz) eingerichtet. Der Heerdraum besteht aus folgenden Theilen: (Bd. I. Taf. IV. Fig. 71—73)

Einzelne Thei des Treibofen

Fundament.

1) aus der Grundmauer mit den Kreuzabzügen *e* von 7—10″□, welche gewöhnlich nach 3 Seiten münden und mit Steinen lose überdeckt sind, um

Schlackenheerd.

2) den Schlackenheerd *f* aufzunehmen. Die Lage zerschlagener Schlacken macht man am Rande höher (14—16″), als in der Mitte (9—11″);

Steinheerd.

3) dem Steinheerd *g*. Er wird in Form eines Kugelabschnittes aus auf die schmale Kante gestellten Barnsteinen auf dem Schlackenheerd aufgeführt, um für die aufzustampfende Heerdmasse (Mergel, Asche, Chamotte) eine unwandelbare Unterlage darzubieten. Die Fugen werden durch Darüberkehren von Mergel oder zerkrümeltem Lehm geschlossen. Die genannten beiden Heerde sind gewöhnlich kreisrund. In Ungarn[1]) hat man jedoch auch länglich ovale Heerde mit einer steinernen beweglichen Kuppel, auf denen man die Länge der Holzflamme besser, als auf runden benutzen und durch Abtreiben grösserer Quantitäten Werkblei Zeit und Arbeitslohn ersparen soll;

[1]) *Lampad.* Fortschr. 1839. p. 79.

Ofenkranz.

4) dem **Ofenkranz** *d*. Dies ist die aus Bruchsteinen bestehende Mauer, welche den Schlacken-, Stein- und Mergelheerd einschliesst. Der obere Theil derselben besteht auch wohl aus Ziegeln. Durch zweckmässig angebrachte Verankerung gibt man den einzelnen Ofentheilen grössere Haltbarkeit. Den durch eine kleine Mauer verstärkten Theil des Ofenkranzes, welcher den Kannen gegenüber zwischen Glättloch und Blechloch liegt und von der Hitze am stärksten zu leiden hat, nennt man **Höllenmauer, Hölle** *r*;

Haube.

5) der **Haube, Kuppel** oder dem **Treibhute** *t*. Dieser ruht in Gestalt eines Kugelabschnittes auf dem Ofenkranz und schliesst den Heerdraum von oben. Derselbe besteht gewöhnlich aus einem Gerippe von eisernen Schienen, die mit einer grossen Anzahl nach innen gekehrter Doppelhaken (Federn) versehen sind, an denen der anzubringende Thonbeschlag haften soll. Im Jahre 1837 hat man in **Siebenbürgen** und neuerdings auch auf dem **Oberharze**[2]) die eisernen Hauben aus solchen von gebranntem Thon zu ersetzen gesucht. Eine solche Thonhaube besteht aus einer 1—2′ im Durchmesser haltenden Centralscheibe, um die sich herum die das Gewölbe des Hutes bildenden, am äussern Rande 6″ dicken und in Gestalt von Kreissectoren geformten Thonstücke anschliessen. Ein starker eiserner Ring hält, am äussern Rande herumgelegt, das ganze Gewölbe zusammen. In Bezug auf Dauer und Kosten solcher Thonhauben im Vergleich zu den eisernen haben sich auf **Altenauer** Hütte im Oberharze folgende Resultate ergeben:

Bewegliche Eisenhauben.

Bewegliche Thonhauben.

Vergleichung beider Haubenarten.

In Bezug des Kostenpunktes bei gleichzeitiger Berücksichtigung der Dauerhaftigkeit liessen thönerne Hauben aus der St. Andreasberger Thonfabrik nichts zu wünschen übrig. Dieselben hatten jedoch auch ihre Schattenseiten. Wegen ihres bedeutenden Mehrgewichts (eine thönerne Haube wiegt 26—29 Ctr., eine eiserne 11—13 Ctr.) sind die Arbeiter wegen leichteren Reissens

---

[1]) *Lampad.* Fortschr. 1839. p. 79.

[2]) *Kerl*, Oberharzer Hüttenpr. 1852. p. 123.

des Hängewerks einer grossen Gefahr ausgesetzt, und auch während des Treibens kann durch Hereinbrechen einzelner Stücke ausser Metallverlust Gefahr für die Arbeiter entstehen. Man ist desshalb meist zu den eisernen Hauben wieder zurückgekehrt.

Gemauerte Hauben.

Beiderlei Arten von Hauben lassen sich mittelst eines Krahns *w* abheben (Treibheerde mit beweglicher Haube), wenn man einen neuen Heerd schlagen oder den Ofen abkühlen will. Weit unbequemer und weniger angewandt sind die unbeweglichen gemauerten Kuppeln (Treibheerde mit fester Haube). Man hat damit in den Jahren 1844—1848 Versuche auf Altenauer Hütte gemacht. Ihrer Haltbarkeit und der Bequemlichkeit wegen müssen sie hochgewölbt werden. Sie zeichnen sich wegen gänzlich ausgeschlossenen Eisenverbrauchs durch ihre Billigkeit aus (8—9 Thlr., während eine eiserne 150 — 160 Thlr. kostet, aber 8 — 10mal so lange hält), erfordern aber nach jedem Treiben eine kostspielige Ausbesserung, mehr Zeit zum Abkühlen und einen weit grösseren Waasenverbrand, ausserdem war die Arbeit ungesund und unbequem. Zwar hätte man den Waasenverbrand durch Erniedrigung des Gewölbes verringern können, allein dadurch wäre die Arbeit noch unbequemer geworden. Bei zu niedrigem Gewölbe schlägt die Flamme rasch über den Treibraum hin, der Heerd feuert sich weich und saugt desshalb zu stark Glätte an, während gleichzeitig der Dampf auf dem treibenden Blei zu sehr aufliegt.

Noch gegenwärtig sind am Unterharz solche gemauerten Kuppeln gebräuchlich (Taf. II. Fig. 30, 31).

In Freiberg überzieht man das Innere des beweglichen eisernen Treibehutes erst mit einer Schicht Lehm, dann trägt man eine 2 Zoll starke Chamottelage (3 Thon und 1 Quarz) auf und lässt vorsichtig trocken. Ein solcher Ueberzug ist sehr dauerhaft.

In dem Ofenkranze befinden sich folgende Oeffnungen:

Glättloch.

a) Das Glättloch *n*, welches mit Heerdmasse während der Arbeit so weit geschlossen gehalten wird, dass sich dasselbe mit der obern Fläche des im Treibofen ein-

geschmolzenen Werkbleies in einem Niveau befindet, so dass die auf dem Metallspiegel sich bildende Glätte ablaufen kann. Sobald sich das Werkblei vermindert, muss der Heerdmasse im Glättloch durch Auskratzen derselben ein niedriges Niveau gegeben werden, damit die Glätte stets abfliessen kann. Die mittelst des Glätthakens (Taf. II. Fig. 37 b) gemachte rinnenförmige Vertiefung nennt man Glättgasse. Sie befindet sich gewöhnlich der Feuerbrücke ziemlich nahe und dem Gebläse (Deutschland), zuweilen auch wohl der Feuerbrücke gegenüber (Ungarn, Siebenbürgen). In letzterem Falle dient sie zugleich dazu, die Flamme und den Rauch abzuleiten. Sie ist unter allen Umständen vortheilhaft mit einer Esse zu versehen.

Zuweilen bringt man Condensationskammern über dem Glättloch zur Auffangung von Bleirauch an (Band I. pag. 178).

Blechloch.

b) Das Blechloch *o*, gewöhnlich der Feuerbrücke *k* gegenüber, dient zum Eintragen der Heerdmasse und der Werke, so wie zur Ableitung des heissen Gasstroms. Es ist mit einem starken Eisenblech *p* verschliessbar. In Freiberg wird es Schürloch genannt, welche Benennung sich von den Treiböfen der ältesten Construction herschreibt, welche mit keinem Windofen versehen waren und bei denen das Brennmaterial durch diese Oeffnung in den Heerd gebracht wurde. Sie dient hier, ausser zur Ableitung der heissen Gase, zum Ein- und Nachsetzen der Werke.

Zuweilen steht das Schürloch mit Condensationskammern in Verbindung (Pontgibaud, Tarnowitz etc.), oder doch mit einer Esse behuf Regulirung des Zuges (Victor-Friedrichshütte) oder zum Schutze für die Arbeiter (Freiberg).

Formen.

c) Die Kannen oder Formen *g*. Sie befinden sich zu Paaren gewöhnlich zwischen Flammloch *i* und Blechloch *o*, der Glättgasse gegenüber, bestehen aus Eisen und liegen meist im Niveau oder nur wenig tiefer, als die Feuerbrücke. Liegt das Glättloch gerade den Kannen gegenüber und blasen letztere auf ersteres gerade zu, so

ntstehen silberreiche Glätten (Pontgibaud.[1]) Ihre Einegung geschieht gewöhnlich so, dass sich die Windtröme in der Mitte des Heerdes kreuzen. Damit nun ler aus den Kannen hervortretende Windstrahl nicht mit u grosser Heftigkeit auf einen Punkt wirke, hängt man wohl vor die Formöffnungen an eisernen Stäben (Angeln) eicht bewegliche eiserne Scheiben (Klappen, Klippen, Schnepper, Blätter) welche den Windstrom brechen md gleichmässiger auf die Peripherie der geschmolzenen Oberfläche vertheilen, so dass dadurch eine treibende Bewegung entsteht, wobei die Glätte der Glättgasse zugeführt wird (Oberharz, Freiberg).

In Oker wendet man keine Schnepper an, sondern gibt den beweglichen Düsen gleich eine zweckmässige Richtung.

Man legt wohl die dem Blech- oder Schürloche näher gelegene Kanne tiefer, als die andere, in der Meinung, dass die tiefere Form die Glätte erzeuge, die höher gelegene aber die Glätte vorwärts treibe (Freiberg). Bei Anwendung von nur einer Kanne pflegen silberreiche Glätten zu entstehen. Auf einigen französischen Hütten, sowie auch zu Sala, werden 3 Formen angewandt.[2]).

Verschieden Perioden u. Pı ducte des Trei prozesses.

Beim Treibprozess lassen sich folgende Perioden nterscheiden:

Heerdschlage

1) Das Schlagen, Zustossen oder Ausstampfen les Heerdes. Die auf dem Steinheerd als feuerfeste Interlage für das treibende Werkblei aufzustampfende Heerdmasse muss folgende Eigenschaften haben:

a) Sie darf keine Substanzen enthalten, die aufs Bleioxyd reducirend wirken, daher die Unbrauchbarkeit les Gestübbes.

b) Sie muss durch die Hitze womöglich gar nicht verändert werden (nicht reissen, Gasarten entwickeln etc.)

c) Sie muss etwas Bleioxyd einsaugen können, aber keine Neigung haben, mit dem Bleioxyd eine chemische Verbindung einzugehen.

---

[1]) B. u. h. Ztg. 1851. p. 345.
[2]) B. u. h. Ztg. 1851. p. 345.

Söge die Heerdmasse gar kein Bleioxyd ein, so würde das Treiben sehr lange dauern und viel Brennmaterial erfordern.

Als Materialien von solcher Beschaffenheit sind im Gebrauch:

ıerheerd. a) Ausgelaugte Holzasche (Seifensiederasche) gewöhnlich mit einem Zusatze von gebranntem Kalk. Sie muss zur Entfernung der sich mit dem Bleioxyd leicht verglasenden Alkalien ausgelaugt und zur Zerstörung aller kohligen Theile vorher ausgeglüht sein. (Bd. I. p. 139). Die ausgelaugte, mit $1/_{24}$—$1/_{16}$ gebranntem Kalk und der Hälfte schon gebrauchtem Aescher gemengte Asche wird gesiebt, unter Befeuchten mit Wasser durchgeharkt und einige Stunden stehen gelassen, bis sie sich ballen lässt, ohne in der Hand das Gefühl der Feuchtigkeit zu hinterlassen.

Dieses Heerdmaterial, früher allgemein in Anwendung, hatte besonders die Nachtheile, dass es mehr Glätte als man wünschte, und verhältnissmässig viel Silber einsog und zwar variable Mengen von beiden, weil der Aescher nicht immer von gleicher Zusammensetzung erhalten werden kann. Es ist deshalb in neuerer Zeit meist

'gelheerd. b) durch den Mergel verdrängt, von dessen Eigenschaften und Anwendung auf verschiedenen Hüttenwerken im Bd. I. p. 139 weiter die Rede war.

Man hat damit gegen Aescher im Allgemeinen folgende Vortheile erzielt:

α) Mergel ist meist billiger als Asche und gleichmässiger.

β) Er saugt weit weniger Bleioxyd und dem entsprechend weniger Silberoxyd ein, so dass man mehr Glätte und Silber ausbringt, dagegen weniger bleioxydhaltigen Heerd enthält, durch dessen nochmalige nothwendige Verarbeitung also weniger Metallverlust und Kosten verursacht werden.

ellung d. elheerdes. Die Präparation des Mergels als Heerdmaterial besteht darin, dass man ihn pocht, durch ein Sieb wirft (am Unterharz z. B. mit 64 Löchern pro □")) und gleichmässig, aber weniger befeuchtet, als die Holzasche. Dieses Befeuchten muss vorsichtig geschehen, damit sich

H. Zur Victorfriedrichshütte am Harze weicht das Abtreiben von dem Oberharzer Verfahren hauptsächlich darin ab, dass man nur 100 Ctr. Werke (Bd. II. p. 63) auf den aus einem Gemenge von 1 Scheffel Asche, 2 Scheffel Mergel und ³/₄ Scheffel Thon geschlagenen Heerde von 7′ 1¹/₂″ Durchmesser aufsetzt und statt des Blechloches vier in eine Esse mündende Züge vorhanden sind, durch welche letztere Einrichtung der Bleiverlust verringert werden soll. Die Glättgasse ist während der Arbeit bis auf eine schmale Spalte ganz mit Barnsteinen zugelegt.

100 Ctr. Rohwerke (Bd. II. p. 63) geben in 30—32 Stunden bei einem Aufgange von 9 Schock Hecke: 32 Mrk. 5 Lth. Blicksilber, 88¹/₂ Ctr. ordinaire und 1 Ctr. schwarze Glätte, 2 Ctr. groben Abstrich, 6 Ctr. schwarzen und gelben Abstrich, 4 Ctr. Spurheerd, 8 Ctr. Randheerd, 1 Ctr. bleiische Asche von der Glättgasse und 7 Ctr. Bleischnüre.

Von 100 Ctr. Steinwerken erfolgen in 30 Stunden mit 8 Schock Hecke: 47 Mark 6 Loth Silber, 91¹/₂ Ctr. ordin. und 1¹/₂ Ctr. schwarze Glätte, 2 Ctr. grober Abstrich, 3 Ctr. schwarzer und 1³/₄ Ctr. gelber Abstrich, 4 Ctr. Spurheerd, 9 Ctr. Randheerd, 1 Ctr. bleiische Asche, 7 Ctr. Bleischnüre.

Das Blicksilber wird auf Testen unter der Muffel feingebrannt, die reine Glätte verkauft. Der vor dem Blicke fallende letzte halbe Centner Glätte wird zur Ausscheidung des mechanisch eingemengten Werkbleies gewalzt. Heerd, schwarze Glätte und grober Abstrich gehen in die Schmelzarbeiten zurück, der schwarze und gelbe Abstrich wird nach vorheriger Saigerung auf Hartblei verschmolzen.

Verfahren zu Holzappel.

I. Zu Holzappel macht man unter Nachsetzen Treiben von 400—500 Ctr. Werken, deren Ausführung sich von dem Oberharzer Verfahren dadurch wesentlich unterscheidet, dass man die Temperatur in dauerndem Wechsel steigert und sinken lässt. Die daselbst angewandten Wellen geben eine starke Hitze und während eine Welle im Brennen ist, lässt man die Glätte ablaufen. Darauf tritt eine solche Temperaturerniedrigung

ben stets bis zum Blicken rund steht und die Blickspur gehörig abgewogen ist. Der Heerd wird vom Kranze herab bis auf die Heerdfläche gehörig ausgekrümpt, besonders unter den Kannen. In der Mitte und vor der Brust muss er am höchsten sein, damit das Treiben an der Kannenseite immer gehörige Glätte hat (nicht kahl geht). Bei unebenem, wellenförmigen Heerde bleiben einzelne Sümpfe von Werkblei und Glätte stehen, wodurch Metallverluste entstehen können. Hat der Heerd zu viel Fall und läuft er zu steil nach der Mitte zu, so erhält der Metallspiegel weniger Oberfläche, es glättet langsamer zu, das Treiben wird bedeutend verlängert und mehr Brennmaterial verbraucht. Auf einem zu flachen Heerde glättet es schwer, blickt aber leichter als auf einem muldigeren. Setzwage und Erfahrung müssen stets zur Hülfe genommen werden.

b) Hinreichende Festigkeit. Diese ist vorhanden, wenn der Heerd keine Eindrücke mit den Fingern mehr annimmt. Ist er zu locker, so saugt er zu viel Blei- und Silberoxyd ein; bei zu grosser Dichtigkeit entstehen leicht Risse. Zu trockner Mergel oder ein schiefes Stossen (Prellen) verursacht ein Ablösen von Schaalen, in Folge dessen der Heerd von eindringendem Metalle gehoben werden kann. Dabei dringen auch wohl Werkblei und Glätte in den Stein- und Schlackenheerd ein (das Treiben geht durch oder wirft sich um). In solchen Fällen zapft man die noch auf dem Heerde stehenden Werke ab, reisst den Mergel- und Steinheerd weg und sammelt das Blei aus den Schlacken, nöthigenfalls durch Saigerung, unter oft nicht unbedeutenden Verlusten wieder. Zur Vermeidung des Umwerfens des Treibens schlägt man in Freiberg bei der nicht besonderen Qualität des Mergels anstatt des Schlacken- und Steinheerdes einen Chamotteheerd. Die Masse dazu besteht aus Thon und Quarz, der in verschiedenen Korngrössen von Haselnuss- bis Hirsekorngrösse im Verhältniss von 3: 1 mit dem Thone innig gemengt und dann im Ganzen, nicht in Lagen, eingeschlagen wird. Die Chamottemasse nimmt den ganzen Ofenraum zwischen den Kreuzabzügen und dem Mergelheerd, der auf den Chamotteheerd kommt, ein. Erstere

Chamotteheerd.

zuletzt aber sich soviel zweiter Abstrich bildet, dass in dem nun folgenden einen Abzuge so viel resultirt, als in den drei früheren. Man bläst dabei mit einer Kanne bei vorgehängter Klippe, indem man den Wind anfänglich auf's Glättloch, dann nach dem Blechloche zu richtet. Zuweilen dauert ein Treiben bis 3 Wochen.

Von 250 Ctr. Werken erfolgen bei einem Aufwand von 10—20 Ctr. Kalk, 2 Karren Lehm, 5—6 Klftr. Holz und bei 174—238 Stunden Zeit: 128—153 Mark Blicksilber, 72—99 Ctr. Silberglätte, 62—83 Ctr. Goldglätte, 31—43 Ctr. Frischglätte, 7—10 Ctr. erster Abstrich, 17—28 Ctr. zweiter Abstrich und 33—44 Ctr. Heerd.

Das Blicksilber wird auf einem kleinen Heerd feingebrannt, Gold- und Silberglätte verkauft, reiner Abstrich auf Hartblei verschmolzen und die übrigen Producte zur Entsilberung des Kupfersteins (Bd. II. p. 224) verwandt.

Altaische Hütten.

L. Auf den Altaischen Hütten[1]) wird Werkblei (Bd. II. p. 114) mit etwa 20 Sol. Silber im Pud in Quantitäten von 200 Pud in einem Treibofen mit beweglicher eiserner Kuppel und einem künstlichen Mergelheerde von 7 Fuss Durchmesser entabstricht, dann so viel Blei nachgesetzt, dass zu einem Treiben 500—600 Pud Werke kommen. Ein solches Treiben erfordert bei einem Aufwand von 2½ Cubicfaden Holz und bei 10—12% Verlust an Blei 1½—2 Tage. Man erhält dabei:

1) 2—3 Pud Blicksilber mit 90% Silber, zur Goldscheidung.

2) Abzug und Abstrich mit ½— 3 Sol. Silber, werden entweder mit Rohstein auf dem Heerdofen oder in der Schicht des Heerdschmelzens verarbeitet.

3) Glätte mit ½ Sol. Silber, dient entweder zur Rohsteinentsilberung oder wird im sibirischen Ofen verfrischt.

4) Heerd mit 22 Pfd. Blei und 2 Sol. Silber, wird im Schachtofen besonders und zuweilen mit Silbererzen verschmolzen.

---

[1]) B. u. h. Ztg. 1853. p. 179.

Treiben muss stärker gefeuert werden, dabei erweicht der Heerd mehr und saugt stärker Glätte an.

Dagegen hat dieses Nachsetzen den Uebelstand, dass die Glätte und somit das Frischblei sehr unrein wird, indem alle fremden Beimengungen, die bei einem einmaligen Aufsetzen der Werke meist in den Abzug und Abstrich gehen, von der Glätte aufgenommen werden.

Die Methode ist demnach nur da empfehlenswerth, wo man recht reine Werke hat, oder wo die Glätte nicht auf Frischblei verarbeitet, sondern beim Hüttenprozess selbst (z. B. beim Kupferfrischen, zur Bleiarbeit etc.) wieder verwendet werden soll.

Im Allgemeinen sind grössere Treiben wegen geringeren Erfolges von Heerd und Vorschlägen, so wie wegen eines geringeren Brennmaterialaufwandes, vortheilhafter als kleinere.

Nach dem Einsetzen werden die Werke entweder mit Holzscheiten und glühenden Kohlen bedeckt (Freiberg) oder dies geschieht nicht (Harz). Dann setzt man die Haube auf und verstreicht die Fugen zwischen derselben und dem Kranz.

Einfeuern der Werke.

3) Das Einfeuern der Werke. Dieses bezweckt das Abwärmen des Heerdes und das Einschmelzen des Werkbleies bei allmählig steigender Hitze. Das Feuern geschieht mit Holzästen (Waasen, Wellholz), wie z. B. am Harz, oder wie zu Freiberg mit einem Gemenge von dicken Holzsplittern und Torf[1]. Steinkohlen lieferten auch ein völlig genügendes Resultat, jedoch musste zur Vermehrung des Zuges an der Seite des Treibheerdes eine Esse angebracht werden. Im Vergleich mit der gleichzeitigen Holz- und Torffeuerung hat sich in Freiberg bei der Steinkohlenfeuerung in ökonomischer Hinsicht kein Vortheil ergeben, weshalb man erstere Feuerungsmethode beibehalten hat[2]. In Tarnowitz gibt die Steinkohlenfeuerung erwünschte Resultate. Wegen

[1]) Freib. Jahrb. 1840. p. 85.

[2]) Freib. Jahrb. 1843. p. 76. — *Erdm.* J. f. ök. u. techn. Ch. V. 206; VI. 199, 381.

eingeschoben (Bd. I. p. 177), mittelst eiserner Keile *d*
die horizontale Lage gebracht und der zwischen Te
ring und Ofenmauer entstehende Raum durch eine a
Ziegeln oder feuerfestem Thon bestehende schiefe Ebe
f ausgefüllt. Dieser dient eine auf beiden Seiten in (
Ofenmauer eingelassene eiserne Platte *e* als Grui
lage. *q* Kessel zum Flüssigmachen des Bleies. *r* Rau(
fang zur Abführung der Bleidämpfe in die Esse *s*.

chaffenheit Verkbleies.

Im Allgemeinen pflegt das auf englischen Hütten g
wonnene Werkblei so silberarm zu sein, dass es ni(
treibwürdig ist, sondern zuvor einer Concentrations
beit, dem *Pattinson*'schen Krystallisirprozess, unterworf
werden muss. (p. 167.) Gewöhnlich ist das Werkb
sehr rein, und zwar pflegt das in schottischen Oe(
(Bd. II. p. 106) gewonnene reiner zu sein, als das
Flammöfen dargestellte (Bd. II. p. 29). Ersteres erleic
beim Abtreiben einen Verlust von nur $^1/_{12}$ — $^1/_{13}$ und l
fert eine vorzügliche gute Kaufglätte, letzteres oft
Verlust.[1])

itung des rozesses.

Der Prozess selbst wird in folgender Weise gel
tet: Der Testrahmen wird ausserhalb des Ofens i
feingepulverter Knochenasche ausgeschlagen, nachd
dieselbe mit potaschehaltigem Wasser angefeuchtet w
den. Darauf schneidet man den Test in der We
aus, dass der Rand oben 2″ und im Boden 3″ d
bleibt, und die Dicke des Bodens über den Querstang
1″ beträgt. An der vorderen Seite des Testes (Bru
ist der Rand 5 Zoll breit und enthält eine Oeffnung z
Abfliessen der Glätte (Glättloch).

Nachdem der Test in den Ofen gebracht, sorgfäl
abgewärmt und in Kirschrothglühhitze gebracht ist, w
aus dem mit einer Feuerung versehenen Kessel *q* g
schmolzenes Blei durch den Kanal *p* auf den Test g
geben, wonach sich derselbe mit einer Kruste überzie
Nachdem man durch Anwendung einer hohen Temp
ratur die Kruste eingeschmolzen hat, wird das Gebl

---

[1]) *Hartmann*, Repertor. II. p. 380.

(ein Ventilator- oder Balggebläse) angelassen, dessen Windstrahl die Glätte nach vorn treibt, so dass sie durch das Glättloch in einen untergesetzten eisernen Topf fliessen kann. Durch öfteres Zulassen von flüssigem Blei hält man den Metallspiegel so lange in gleichem Niveau, bis an 5 Tonnen Blei eingesetzt sind. Dann treibt man so weit ab, bis die Legirung noch das 200—300fache Blei vom Silber enthält, sticht dieselbe durch den Boden des Testes ab, verschliesst den Stich und beginnt das Concentrationstreiben auf demselben Heerd von Neuem. Ist soviel Reichblei angesammelt, dass davon ein Silberkuchen von 3000—5000 Unzen Silber zu erwarten steht, so wird ein Feintreiben vorgenommen. Wasserdampf statt der Gebläseluft soll schönere Glätte geben. [1])

Dieses Verfahren gestattet die Verarbeitung silberärmerer Bleie, erfordert weniger Brennmaterial und verursacht einen geringern Bleiverlust, als das Verfahren, bei welchem man die Bleieinsätze gleich fein treibt. Blei mit 3 Unzen Silber pro Tonne lässt sich noch mit Vortheil verfeinern, da wegen des Umstandes, dass alles Silber in $^1/_{10}$ des Gewichtes Blei concentrirt wird, nur eine geringe Menge dieses Metalles während der Cupellation verloren geht.

Nach dem älteren Verfahren trieb man 4 Fodders (84 Ctr.) Blei in etwa 16—18 Stunden vollständig ab und verbrauchte pro Fodder etwa 3 Ctr. Steinkohlen.

Zweites Kapitel.

Anreicherung des Silbers im armen Werkblei nach Pattinson's Krystallisirmethode.

Geschichtliches.

§. 47. **Allgemeines.** Bei dem geringen Silbergehalt der englischen Bleiglanze musste man das Silber

---

[1]) *Karst*, Archiv. 2. R. XXV. 577.

früher im Kaufblei lassen, da dasselbe bei Erzen unter 20 Unzen per Tonne kaum mit Vortheil gewonnen werden konnte.

Im Jahre 1833 nahm *Hugh Lee Pattinson* in Northumberland ein Patent auf eine neue Methode, das Silber in silberhaltigen Bleien zu concentriren, welche von *Le Play*[1]) später bekannt gemacht wurde. Nach diesem Verfahren soll man noch bei einem Silbergehalt von 3 Unzen pro Tonne Erz (etwas weniger, als $\frac{1}{8}$ Loth im Centner) auf die Kosten kommen.

Theorie.

Dasselbe beruht darauf, dass sich aus reinen Legirungen von Blei und Silber, wenn man sie in eisernen Kesseln schmilzt und unter öfterem Umrühren erkalten lässt, bei einer gewissen Temperatur Krystalle von Blei absetzen, welche silberärmer sind, als der flüssig bleibende Theil. Erstere lassen sich mittelst eines durchlöcherten Löffels ausschöpfen und durch Wiederholung des Prozesses mit dem silberärmeren und dem silberreicheren Producte noch weiter entsilbern, so dass zuletzt ein silberarmes, verkäufliches Blei und ein silberreiches, treibwürdiges Werkblei erfolgt.

Vergleichung d. Pattinsonirens mit dem Abtreiben.

Ausser dass man mittelst dieses Prozesses, welcher das Armtreiben (p. 151) ersetzt, geringe Mengen Silber nutzbar machen kann, ist er mit dem Vortheil verbunden, dass pattinsonirtes Blei reiner und werthvoller ist, als Frischblei und im Vergleiche zum Abtreibeprozess, der 7—8 % betragende Bleiverlust im Ganzen unter 2 % herabgedrückt wird, obgleich bei dem Abtreiben des Reichbleies mindestens 5 % Abgang stattfinden. An Brennmaterial wird gegen das Treiben gewöhnlich nicht gespart, der Arbeitslohn ist wohl etwas geringer und die Regie wird kleiner. Auch bedarf man beim *Pattinson*schen Prozess weniger geschickter, als kräftiger Arbeiter.[2])

---

[1]) Annales des min. 1836. Tom. X. 381. — *Erdm.* J. f. pr. Ch. X. 321. — *Dingl.* polyt. J. LXV. 386.

[2]) *Tunner's* Jahrb. 1852. p. 149.

Eine gänzliche Trennung des Silbers vom Blei wird durch den Krystallisationsprozess nicht erreicht, letzteres hält immer etwas Silber zurück, ob in chemischer Verbindung oder als mechanische Beimengung von einem Theil des Silberbleigemisches ist schwer zu ermitteln.[1]) Auch zeigt sich bei diesem Prozesse die auffallende, noch nicht erklärte Erscheinung, dass in dem geschmolzenen Metallgemisch das leichtflüssigere Metall zuerst erstarrt und sich von der noch flüssigen Masse des strengflüssigeren Metalles trennt. Nach *Karsten*[2]) und *Bunsen*[3]) kann diese Erscheinung zur Deutung mancher geognostischen Probleme beitragen.

Anwendba des Pattin schen Proze

Der *Pattinson*'sche Krystallisirprozess gewährt bei silberarmem ($^1/_2$—1löthigem) und reinem Blei die meisten Vortheile, bei höherem Silbergehalt steigen die Ausgaben für Arbeitslöhne und Brennmaterial und der Prozess wird bedeutend in die Länge gezogen, bevor ein hinreichend armes, verkäufliches Blei erfolgt. Neuerdings wird jedoch der Prozess auch für reichere (3—5löthige) Werke noch mit Vortheil angewandt. (Freiberg, Stolberg, Ramsbeck, Oberharz etc.)

Bei unreinen Werken, welche Antimon, Arsen, Zink, Kupfer etc. enthalten, findet die Entsilberung langsamer und unvollständiger statt, weshalb man solche Werke zuvor durch ein anhaltendes Erhitzen im Flammofen (Stolberg, Marseille) oder durch Umrühren mit feuchten Holzstangen (Ramsbeck) reinigt. Bei einer Reinigung durch Entabstrichen im Treibofen entsteht ein bedeutender Bleiverlust.

Ausserdem hängt aber auch das gute Gelingen des Prozesses von einer richtigen Leitung der Temperatur ab. Wird sie zu niedrig gehalten, so erstarrt gleichförmig die ganze Masse und es tritt keine Sepa-

---

[1]) *Markus*, Einfluss der Temperatur beim Schmelzen des Reichbleies auf die Vertheilung des Silbers. Oesterr. Zeitschr. 1854. p. 404; 1855. p. 44.

[2]) *Karst*, Arch. 2. R. XXV. 189.

[3]) *Pogg*. Annalen LXXXIV. 202. — *Volger*, ibid. XCIII. 93.

setzen etc. in Gegenwart beider gleichförmig im Fluss und es findet ebenmässig keine Trennung statt.

Der Prozess ist dann nur vortheilhaft, wenn man grosse Quantitäten Werkblei gleichzeitig in Arbeit nimmt, weil

1) nur bei einer grösseren Quantität (50—100 Ctr.) geschmolzenen Bleies der Uebergang aus dem flüssigen in den festen Zustand so langsam erfolgt, dass die erforderliche Zeit bleibt, um die zuerst durch Krystallisation fest werdenden silberarmen Bleitheile von der übrigen, noch flüssigen Masse durch Ausschöpfen entfernen zu können;

2) soll man nicht allein mit ein- und demselben Kessel, nachdem er mit seiner Umgebung einmal erhitzt ist, längere Zeit fortarbeiten können, sondern man muss gleichzeitig mit mehreren neben einander befindlichen Kesseln, die entweder in einer Reihe, weniger passend im Kreise liegen, zu manipuliren im Stande sein, damit das zwar nicht mehr flüssige, aber noch heisse Blei gleich von einem in den andern Kessel geschafft werden kann.

Das frühere Misslingen des Prozesses auf manchen Hüttenwerken (Oberharz[1], Mitsen, Freiberg[2]) etc.) hat hauptsächlich darin seinen Grund gehabt, dass man mit zu kleinen Quantitäten oder mit zu unreinem Blei arbeitete.

§. [illegible]. Beispiele für den *Pattinson*'schen Prozess.

Englisches Verfahren.

A. In England[3]) verarbeitet man meistens Blei mit 1/2—1 Loth Silber bei Einsätzen von 50—100 Ctr. in 4—6 gusseisernen Schmelzkesseln, indem man etliche 1000 Ctr. zu einer ununterbrochenen Concentration in Arbeit nimmt, mit welcher 2—4 Mann in einigen Tagen fertig sein können. Bei einer Batterie mit 9 Kesseln z. B. setzt man das Blei mit 10 Unzen Silber in der Tonne (mit etwa ein Loth im Ctr.) in einen der mittleren Kessel, kühlt nach dem Einschmelzen das Blei durch Entfernung des Feuers langsam ab, stösst dabei die zunächst erstarrenden Krusten von den Kesselwän-

1) *Kerl*, Oberharz. Hüttenpr. 1852. p. 147.
2) *Freib.* Jahrb. 1839. p. 104. — *Lampad.* Fortschr. 1839. p. 96.
3) *Le Play* c. l. — *Tunner's* Jahrb. 1852. p. 148.

len ins flüssige Blei und führt, sobald die Krystallisation beginnt, einen schmiedeeisernen Löffel von 12—15 Zoll Durchm., 6 Zoll Tiefe und 8 Linien Stärke und mit $^{3}/_{4}$ zölligen Löchern im Boden, in übergedrehter Lage an der Kesselwand fast lothrecht nieder, dreht ihn alsdann nach aufwärts und zieht ihn, von unten nach oben schöpfend, heraus. Durch rüttelnde Bewegung des im vordern Drittel des 9 Fuss langen Stieles auf eine Unterlage gestützten Löffels beschleunigt man das Abfliessen des nicht krystallisirten Bleies und entleert alsdann den Inhalt des Löffels rasch in den nächsten links gelegenen Kessel so oft, bis etwa $\frac{4 \text{ oder } 5}{14}$ des ursprünglichen Kesselinhaltes bei einem durchschnittlichen Gehalte von 5 Unzen Silber ausgeschöpft sind. Die nächsten $\frac{4 \text{ oder } 5}{14}$ mit einem Durchschnittsgehalt von etwa 10 Unz. Silber thut man einstweilen auf eine Eisenplatte oder eine flache Pfanne über dem Kesselrande, die letzten $\frac{4 \text{ oder } 3}{14}$ mit 20 Unzen Silbergehalt in den ersten Anreichkessel rechts. Das über dem Kesselrande befindliche Blei mit 10 Unzen Silber wird mit frischem, 10 Unzen haltendem Blei wieder in den Anfangskessel gegeben und der Prozess in dieser Weise so lange fortgesetzt, als noch Blei von 10 Unzen Gehalt vorhanden ist.

Sobald der erste Entsilberungskessel links und der erste Anreichkessel rechts, resp. mit 5- und 20unzigem Blei angefüllt sind, so wird die Separation in beiden, wie in allen folgenden Kesseln, in gleicher Art wie im Anfangskessel vorgenommen, indem man die zuerst ausgeschöpften, auf den halben Gehalt gebrachten Krystalle in den Nachbarkessel links, die mittlere Parthie von unverändertem Silbergehalte auf den Kesselrand und später in den ganz entleerten Kessel und die letzte Parthie mit doppeltem Silbergehalt in den Nachbarkessel rechts thut.

In dem letzten Kessel links, dem Arm- oder Verkaufsbleikessel, wird gewöhnlich keine Separation mehr vorgenommen, sondern nur das arme Blei vom letzten

Entsilberungskessel angesammelt, geschmolzen und i transportable Formen ausgekellt bei einem Gehalte vo $1/4 - 1/2$ Unze oder $\frac{9-19}{1,000,000}$ % Silber. In dem letzte Anreichkessel befindet sich treibwürdiges Werkblei m 200—400 Unzen (24—48 Loth) Silber.

Der Verlauf dieser Arbeit geht aus der nebenstehe den Uebersicht deutlich hervor.

ther Blei- b. Bristol. Auf der Panther Bleihütte[1]) bei Bristol wurde im Jahre 1850 20,566 Ctr. Blei mit 19,303 Loth ode mit 0,9 Loth Silber im Centner auf 24löthiges Reichble und 20,165 Ctr. Verkaufsblei mit 296 Loth Silber ver arbeitet. An Feinsilber kamen zur Ablieferung 14,48 Loth. Zur Krystallisation wurden 9770 Ctr. und zu Abtreiben des Reichbleies 400 Ctr. Steinkohlen ve braucht. Der Bleiverlust betrug unter 2 %; an Bren material wird gegen das sonst wohl übliche Verfahre des Armtreibens nichts gewonnen.

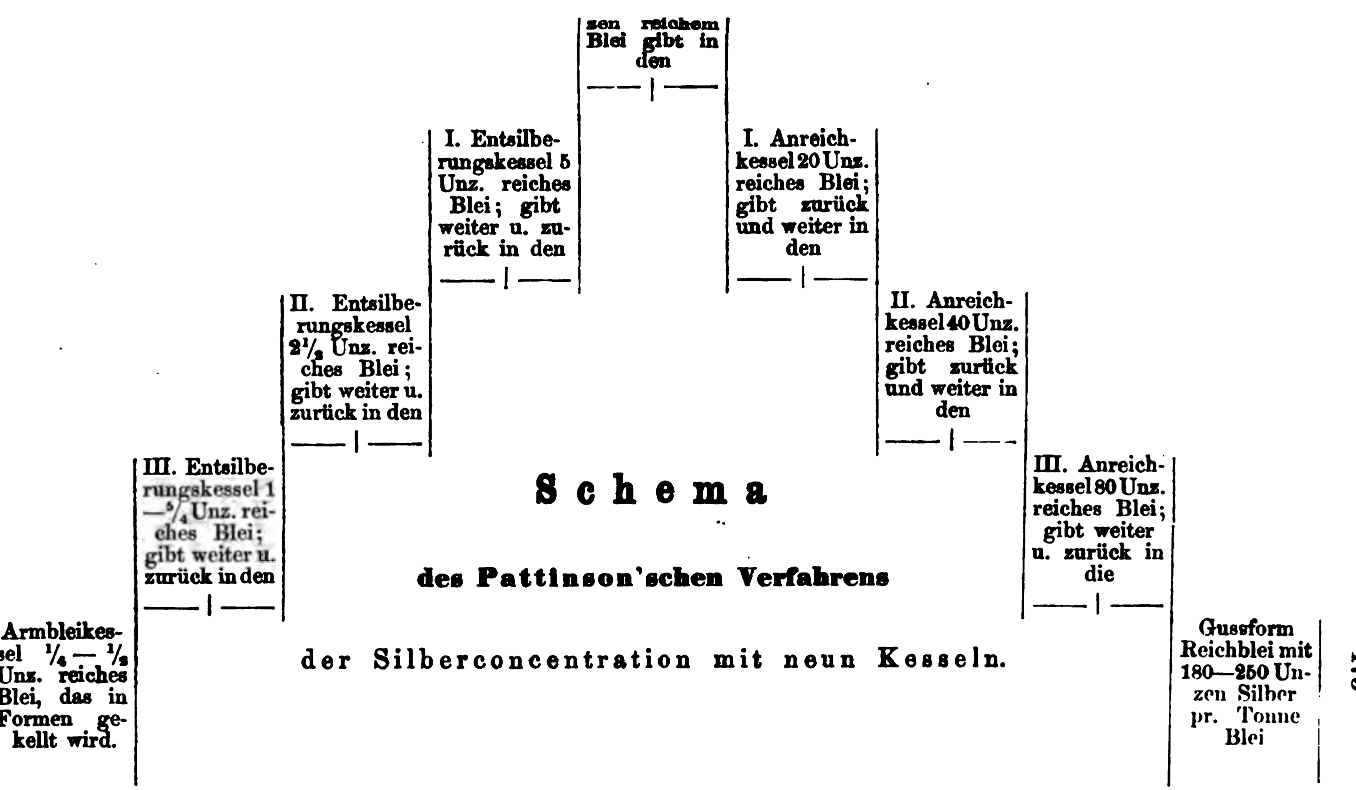
Iolywell. Zu Holywell[2]) in Flint verarbeitet man 1löthig Werke auf Kaufblei mit 0,05 Loth Silber und auf Reichbl mit bis zu 50 Loth Silber. Man stellt etwa 98 % de in dem Werkblei enthaltenen Bleies fast ohne Ve lust dar.

erger Ver- ahren. B) Auf Münsterbusch zu Stolberg bei Aache wird Werkblei mit $1 - 1^1/_2$ Loth Silber im Centner pa tinsonirt, nachdem dasselbe zuvor in einem Flammofe behuf Darstellung eines sehr reinen Bleies, gereinigt wo den ist. Der Heerd *a* des Flammofens (Taf. III, Fig. 4 41) besteht aus einer eisernen Pfanne von 9′ $5^1/_2$″ Läng 6′ $1^1/_2$″ Breite und $5^1/_2$″ Tiefe. In der Mitte der eine langen Seite befindet sich ein 13″ langer und $4^1/_2$″ weit Ausguss *b* zum Ablassen der Werke. Der Boden d Pfanne hat $2^3/_4$″, der Rand $1^3/_4$″ Stärke und die Pfan wiegt durchschnittlich 80 Ctnr. Vor der Feuerbrücke lie das Gewölbe 22″, in der Mitte 26″ über dem Boden d

---

[1]) *Tunner's* Jahrb. 1852. p. 149.

[2]) *Russegg.* Reis. IV. 495.


Schema
des Pattinson'schen Verfahrens
der Silberconcentration mit neun Kesseln.
Armbleikessel 1/4 — 1/8 Unz. reiches Blei, das in Formen gekellt wird.
III. Entsilberungskessel 1—5/4 Unz. reiches Blei; gibt weiter u. zurück in den
II. Entsilberungskessel 2 1/2 Unz. reiches Blei; gibt weiter u. zurück in den
I. Entsilberungskessel 5 Unz. reiches Blei; gibt weiter u. zurück in den
sen reichem Blei gibt in den
I. Anreichkessel 20 Unz. reiches Blei; gibt zurück und weiter in den
II. Anreichkessel 40 Unz. reiches Blei; gibt zurück und weiter in den
III. Anreichkessel 80 Unz. reiches Blei; gibt weiter u. zurück in die
Gussform Reichblei mit 180—250 Unzen Silber pr. Tonne Blei

Pfanne; die Feuerbrücken sind vom Roste ab 20″, vom Pfannenboden ab 10″ hoch, der Feuerungsraum 7′ lang und 2′ 2″ breit.

Man schmilzt einen Einsatz von 70—80 Ctnr. bei mässiger Feuerung ein und erhält das Metallbad etwa 10 Stunden lang bei niedriger, nicht bis zur Rothgluth steigender Temperatur, wobei sich die Unreinigkeiten auf der Oberfläche ausscheiden. In den ersten Stunden der Behandlung gibt man zur rascheren Abscheidung der Unreinigkeiten eine stärkere Hitze und rührt einige Schaufeln Gruskohle in den ausgeschiedenen Bleidreck ein, worauf derselbe, wenn er eine trockene, pulverige Beschaffenheit angenommen hat, mittelst einer durchlöcherten Schaufel durch die Oeffnung *d* abgezogen wird. Hierauf werden die Unreinigkeiten in dem Maase, als sie sich oberflächlich abscheiden, entfernt, indem man die immer mehr abnehmende Ausscheidung durch wiederholtes Umrühren befördert, bis nach 10stündiger Behandlung die hinreichende Reinheit erlangt ist. Sodann wird das Blei in einen vor dem Ofen durch eine eigene Feuerung erwärmten eisernen Kessel abgelassen und aus diesem in Mulden von 100 Pfd. Gewicht gegossen, wobei sich ausscheidender Bleidreck nochmals abgezogen wird. Da zum Auskellen und Wiederbesetzen des Ofens noch 2 Stunden erforderlich sind, so werden durchschnittlich 75 Ctnr. in 12 Stunden mit 5 Berliner Scheffeln à $1^7/_9$ Cbkfuss Steinkohlen gereinigt. Man erhält dabei etwa 4% Bleidreck.

Zur Entsilberung des Werkbleies sind 3 Pattinsonsche Kesselbatterien (Taf. III, Fig. 42—44) vorhanden, von denen zwei 8 und die dritte 10 Kessel hat. Nur die letztere ist vollständig, indem sie auf der einen Seite hinreichend entsilbertes Kaufblei mit $^1/_{15}$ Loth Silber im Centner und auf der andern Seite hinreichend angereichertes Werkblei mit 20 Loth Silber im Centner zum Abtreiben liefert. Die Kessel *a* haben 5′ $6^1/_2$″ oberen lichten Durchmesser, 2′ 10″ Tiefe, 2″ Wandstärke, 3″ Bodenstärke und einen $15^1/_4$″ breiten, $1^1/_2$″ starken Rand und wiegen 57 Ctnr. Dieselben sind so eingemauert, dass sie 1′ 10″ aus der Hüttensohle hervorragen. Jeder Kessel hat seine eigene

ng *b*, der Bauch des Kessels ruht auf 4 feuerfesten
ı *c*, um den obern Theil desselben geht ein an
Stelle geschlossener ringförmiger Zug *d*, welcher
einen horizontalen Fuchs *e* mit der ausserhalb des
les stehenden 21′ hohen Esse *f* communicirt. Der
liegt 17″ unter dem Kesselboden, ist 4′ 3″ lang
1½″ breit mit darunter befindlichem 3′ 6″ tiefen
ıfall *h*.

.e 1 — 1½löthigen Werke werden in Quantitäten
l0 Ctnr. in den 5ten, bei geringerem Silbergehalt
6ten Kessel gesetzt, welcher bis zum Einschmelzen
nsatzes so weit erhitzt wird, dass die Temperatur
erheblich über den Schmelzpunct steigt und sich
der Bleidreck trocken und pulverig ausscheidet.
etallmasse wird sodann wiederholt umgerührt und
der Bleidreck mit der Schöpfkelle vom Metallbade
häumt, während dessen die Feuerung bereits ein-
t ist. Zur schnellern Abkühlung wird die reine
iche mit Wasser besprengt, die sich bildende er-
Kruste zerstossen und untergerührt, bis die Kry-
dung eintritt. Hierauf beginnt man auf zwei Seiten
n Schöpfen, indem man mit schmiedeeisernen Schöpf-
von 18½″ lichtem Durchmesser, 4½″ Tiefe und
ärke, welche etwa 200 einen halben Zoll weite
ngen und einen 5′ 10″ langen eisernen Stiel mit
langer Handhabe haben, langsam auf den Kessel-
niederfährt, die gefüllte Kelle aus dem Metallbade
zieht, den Stiel auf einem auf den Kesselrand ge-
Bleistücke ruhen und durch rüttelnde Bewegung
[utterlauge aus den Krystallen in den Kessel
:fliessen lässt. Sodann lässt man die Kelle mit-
ines Fahrbockes in den nächstfolgenden stark an-
ten Kessel gleiten, in welchem die Krystalle sofort
lzen und die Kelle abgespült wird. Auf diese Weise
t man, indem ein dritter Arbeiter die an dem Kes-
le erstarrenden Massen losstösst, etwa ⅔ der Kes-
ng an Krystallen nach der einen Seite über und
⅓ derselben als angereicherte Lauge zurück, welche
en Kessel höher nach der andern Seite hin über-

geschöpft wird. Bei diesem Verhältnisse, welches bei d
wiederholten Krystallisationen mit dem angereicherten u
entarmten Blei beibehalten wird, wird der Silbergeh
der Krystalle annähernd auf den halben, die rückständi
Bleilauge nahe auf den doppelten Silbergehalt gebracht.

Für den Gang der Entsilberung ist die Bildung kl
ner Krystalle in möglichst lockerer Zusammenhäufu
wesentlich, weshalb man beim Schöpfen besonders dara
sehen muss, dass die Temperatur nicht zu sehr sink
Auch wirkt in dieser Beziehung das Schöpfen von zw
Seiten, wodurch die Krystallisation gestört wird, fö
derlich.

Unter gleicher Verfahrungsweise passiren die Werk
die ganze Batterie, so dass fortwährend $^2/_3$ in den nächst
folgenden Kessel nach unten übergetragen und $^1/_3$ in de
nächst höher liegenden zurückgeschöpft wird.

Mit 10 Kesseln können in 24 Stunden bei einem Auf
wand von 45 Berliner Scheffeln à 110 Pfd. Steinkohle
mit 16 Arbeitern 200 Ctnr. Werke mit $1^1/_2$ Loth Silbe
gehalt verarbeitet werden. Dabei müssen 15 — 17 Kess
geschöpft, also 3600 — 4080 Ctnr. Masse bewegt werde

Der bei der Kesselarbeit fallende Bleidreck wird i
einem gewöhnlichen Flammofen mit Steinkohlen reduci
und erfolgen dabei in 24 Stunden von 100 — 120 Ctn
Bleidreck mit 25 Scheffeln Steinkohlen 80 % Blei für di
Krystallisation.

Die Rückstände vom Flammofenschmelzen, sowie di
dabei fallenden sehr bleireichen Schlacken werden m
den Bleidreckabgängen vom Reinigungsschmelzen zu
sammen auf ein Blei von unreiner Qualität verschmolze
welches ohne vorherige Entsilberung als Hartblei in de
Handel geht. Der Erfolg an Hartblei auf die ganze Ble
production beträgt 3 %. Der Metallverlust beim Patti
sonschen Prozess incl. der Nebenarbeiten, der Reinigun
des Bleies und der Zugutemachung der Abfälle soll 3,38 %
der durch Abtreiben der Reichwerke noch hinzukommend
1,89 % betragen.

Der Gang der Schöpfarbeit und wie sich dabei di

Kesselfüllungen ergänzen, ist aus nachfolgender Skizze zu ersehen:

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
					Kessel.					
	2	3	.	3	1	1	1	.	2	
	3	∧	3	∧	3	1	1	.	2	
I	∧	3	∧	3	∧	3	1	.	2	
	.	3	1	∧	3	∧	3	.	2	
	.	3	1	.	3	1	∧	2	2	
	1	∧	3	1	∧	3	.	2	2	
	1	1	∧	3	.	3	1	∧	3	
	1	1	.	3	1	∧	3	1	∧	II
	1	1	1	∧	3	1	∧	3	.	
	1	1	1	1	∧	3	.	3	.	
	1	1	1	1	1+II	∧	3	∧	2	
	1	1	1	2	∧	3	∧	2	2	
	1	1	1	2	1	∧	3	∧	3	
	1	1	1	2	1+II	1	∧	3	∧	II
	1	1	1	3	∧	3	1	∧	2	
	1	1	2	∧	3	∧	3	.	2	

In diesem Schema drückt die Zahl 3 die volle Kesselfüllung von 3 . 80 = 240 Ctnr., die Zahl 2 den Inhalt von 2 . 80 = 160 Ctnr. und die Zahl 1 = 80 Ctnr. Werkblei aus, die Zahl II in der Columne des 5ten Kessels bedeutet einen frischen Zusatz von 160 Ctnr. ursprünglicher Werke, die Zahl II in der des 10ten Kessels 160 Ctnr. erfolgtes entarmtes Werkblei und die Zahl I vor der Columne des 1ten Kessels 80 Ctnr. aus der Batterie hervorgegangenes angereichertes Werkblei. Die Häkchen bezeichnen die Aufeinanderfolge der Kesselfüllungen, welche geschöpft sind. Es geht aus der Skizze hervor, dass die Batterie stets mit 10 — 13 Dritteln besetzt ist, dass also auch beständig 800 — 1040 Ctnr. Werkblei in Arbeit bleiben.

Altaische Hütten.

C) Auf den Altaischen Hütten [1]) krystallisirt man armes Werkblei 3 — 4mal um, wobei ein 8 — 10 Solotnik Silber enthaltendes Product erfolgt, welches in eine arme 3 — 4 Solotnik und eine reiche 15 — 20 Solotnik enthaltende Hälfte zerfällt. Erstere kommt zum Eintränken von Rohstein, letztere wird vertrieben. Es lässt sich auf diese Weise aus dem armen Blei ein Theil entsilberungs-

[1]) B. u. h. Ztg. 1853. p. 181.

würdiges Werkblei ohne Silberverbrand und mit sehr geringem Bleiverlust (0,5 %) ausscheiden.

Drittes Kapitel.

Extraction des Silbers aus Werkblei mittelst Zinks.

erfahren.

§. 49. Allgemeines. Nach *Parkes*[1]) lässt sich silberhaltiges Blei dadurch entsilbern, dass man dasselbe im geschmolzenen Zustande mit flüssigem Zink einige Male umrührt, dann ruhig stehen lässt. Beim Abkühlen scheidet sich silberhaltiges Zink auf der Oberfläche ab, welches mit durchlöcherten Löffeln ausgeschöpft oder in Scheiben abgehoben wird. Das Zink wird vom Silber entweder durch Säuren (Salzsäure oder Schwefelsäure) oder durch Destillation getrennt. Den silberhaltigen Rückstand kann man durch Feinbrennen noch reinigen. Das entsilberte Blei wird durch Raffiniren im Flammofen von seinem Zinkgehalt befreit. Die Entsilberung eines nicht zu reichen Bleies wird zwar auf diese Weise vollständig erreicht, es bleibt aber die unvollkommene Trennung des Bleies vom Zink eine Schattenseite dieser Methode, auch hängt die Vortheilhaftigkeit derselben noch von dem Preise des Zinks und davon ab, ob man das Chlorzink oder schwefelsaure Zinkoxyd gut verwerthen kann[2]).

Je inniger das Zink mit dem geschmolzenen Blei in Berührung gebracht wird, um so vollständiger findet die Entsilberung statt. Zur möglichst vollständigen Erreichung dieses Zweckes ist von *Kast*[3]) ein passender Apparat in Vorschlag gebracht.

Reicheres Blei lässt sich mit einem Male nicht vollständig entsilbern. Für ein solches dürfte sich vielleicht eine Combination von *Parkes'* und *Pattinson's* Verfahren

---

[1]) *Dingl.*, CXIX, 466; Bgwksfd. XV, 653.
[2]) Bgwksfd. XIV, 563.
[3]) B. u. h. Ztg. 1853. p. 835.

ignen. Mittelst des ersteren entzieht man dem Blei inen grossen Theil seines Silbergehaltes und pattinsonirt as silberarme Blei, wobei gleichzeitig eine Reinigung esselben eintritt.

Vergleichende Versuche mit der Entsilberung ein und lesselben Werkbleies nach *Pattinson's* und *Parkes'* Methode sind noch wenig angestellt. Nach *Nevil*[1]), welcher beide Methoden versucht hat, gibt *Parkes* Verfahren entschieden eine beträchtlichere Menge Silber. Seinen Angaben zufolge beträgt der Verlust an Blei in seinen Hütten durchschnittlich 1 % des angewandten Bleies; der Verlust an Zink $^3/_5$ von der dem Blei beigemengten Menge Zink. In der Hütte von Llanelly, welche ehemals den *Pattinson*'schen Prozess ausführte, sind die dabei angewandten 20 Kessel für die Entsilberung mittelst Zink durch 2 Kessel ersetzt.

Vergleichung von Parkes' u. Pattinson's Verfahren.

Die Menge des zuzusetzenden Zinkes richtet sich nach dem Gehalte des Bleies an Silber und fremden Beimengungen (Schwefel, Arsen, Antimon etc.), welche demnächst grösstentheils ins Zink gehen.

Der geringe Metallverlust, der bei diesem Verfahren stattfindet, gewährt den wesentlichen Vortheil, dass silberarme Werke, welche die Entsilberungskosten durch die Treib- und Frischarbeit nicht mehr tragen, durch Zink noch mit Vortheil entsilbert werden können.

§. 50. Beispiele.

Englisches Verfahren.

A). Zu Carmartenshire in Süd-Wales ist dieses Verfahren seit einigen Jahren mit gutem Erfolge ausgeführt und von *Gurlt*[2]), neuerdings von *Montefiore Levy*[3]) beschrieben worden. Nach letzterem kommen dabei folgende Operationen vor:

1) Schmelzen des silberhaltigen Bleies mit Zink. Man schmilzt in einem grösseren, ungefähr 6 Tonnen (6000 Kilogr.) haltenden eisernen Kessel *a* (Taf. III, Fig. 45) mit $2^1/_2$ Centim. dicken Wänden das Werkblei

---

[1]) *Erdm.*, J. f. pr. Ch. LXII, 257.
[2]) B. u. h. Ztg. 1852. p. 1.
[3]) *Erdm.*, J. f. pr. Ch. XXII, 257.

ein. Sobald dies geschehen, trägt man das Zink in einen daneben liegenden kleineren, mit einer Handhabe versehenen Kessel b, welcher durch die vom Bleikessel abgehende Flamme erhitzt wird. Nachdem nun das Zink eingeschmolzen, legt man den Zinkkessel mittelst einer in die Handhabe gesteckten Eisenstange über den Bleikessel, kippt ihn um und lässt das Zink auf ein Mal ins Blei fliessen, worauf man den Zinkkessel wieder an seinen Platz bringt. Für Blei, welches in 1 Tonne 14 Unzen Silber enthält, genügt 1 % Zink. Darauf rühren 4 Arbeiter beide Metalle mittelst einer gebogenen Stange 4—5 Minuten lang sorgfältig um. Dann lässt man das Ganze 5 Minuten ruhig stehen, worauf der auf der Oberfläche abgeschiedene zinkische Schaum mittelst grosser durchlöcherter Blechlöffel abgeschöpft wird.

2) Trennung des silberhaltigen Zinks von eingemengtem Blei. Der bleihaltige Zinkschaum wird in feuerfesten Retorten c (Taf. III, Fig. 47) gelinde erhitzt, so dass der Schmelzpunct des Bleies nicht überschritten wird. Dabei saigert das Blei aus und sammelt sich in einem Bassin d an, während der silberhaltige Rückstand an der hintern Seite e ausgezogen wird.

3) Destillation des silberhaltigen Zinks. Das silberhaltige Zink wird durch die Oeffnung f (Taf. III, Fig. 46 und 48) in Töpfe g gethan, welche halbkreisförmig um einen Rost h herumstehen. Die zur Entfernung des Rückstandes am Boden befindliche Oeffnung i ist während der Destillation mit einem Thonpfropfen verschlossen, sowie die Oeffnung f durch einen viereckigen Ziegelstein. Durch die Oeffnung k treten die Zinkdämpfe aus und verdichten sich in einer vorgesteckten Vorlage l. Das Zink dient wieder zur Entsilberung, die entzinkten Rückstände werden mit etwas Blei in gewöhnlicher Weise feingebrannt.

4) Reinigung des entsilberten Bleies. Zur Entfernung des im Blei zurückgebliebenen Zinkgehaltes wird ersteres in einem Reverberirofen mit niedriger Wölbung rasch bis zur Dunkelrothgluth bei verschlossenen Ofenthüren erhitzt, dann durch Oeffnen der Ofenthüren Luft

zugelassen, die dadurch gebildete Kruste vom Metallbade von Zeit zu Zeit abgezogen und die Temperatur in einer solchen Höhe erhalten, dass das Zink sich oxydiren kann, das Blei aber nicht wesentlich oxydirt wird. Bleibt die Oberfläche glänzend, so wird das Blei in Formen gegossen. Dasselbe lässt hinsichtlich seiner Qualität nichts zu wünschen übrig.

Tarnowitz.

B) Zu Tarnowitz[1]) sind von *Lange* Versuche mit 3—4löthigen Werken angestellt, wobei verschiedene Methoden angewandt wurden, um das Zink mit dem Blei in innige Berührung zu bringen und beide möglichst vollständig zu trennen. Zur Entsilberung der Werke bis auf $^1/_{64}$ Loth war für die Methode des Abhebens mindestens 1 Stunde Rührzeit und $1^1/_2$ % Zink erforderlich, sowie bei einem Einsatze von 25 Ctnr. Blei 4 Stunden Zeit zur Trennung des Zinks vom Blei. Die Uebertragung des Silbergehaltes vom Blei ans Zink erfolgte fast vollständig, dagegen fand ein nicht unbedeutender Zinkverlust statt, in Folge der Oxydation desselben beim Umrühren, wobei eine starke Schaumbildung eintrat. Die Entsilberung des Zinks durch Destillation in Muffeln, wie sie bei der Zinkgewinnung angewandt werden, hatte keine Schwierigkeiten. Die Entsilberungskosten mittelst Zinks betrugen auf 100 Ctnr. Werkblei 13 Thlr. 8 Sgr., die Kosten für's Abtreiben einer gleichen Quantität Blei 40 Thlr. 13 Sgr.

Viertes Kapitel.

Feinbrennen des Blicksilbers.

Zweck des Feinbrennens

§. 51. Allgemeines. Das Feinbrennen[2]) ist ein bis zur vollständigen Entfernung aller oxydablen Metalle aus dem Blicksilber fortgesetzter Abtreibeprozess, der aber

[1]) *Karst.*, Arch. 2. R. XXV, 192. — B. u. h. Ztg. 1852. p. 828.
[2]) Erscheinungen beim Feinbrennen: *Karst.*, Arch. 1. R. IV, 318. — Theorie des Prozesses vom F., ibid. 1. R. IX, 49.

in der Regel aus den (pag. [illegible]) angegebenen Ursachen in einem mehr concentrirten Zustande, seltener gleich auf dem Treibheerde (wie in Ungarn), vorgenommen wird. Man setzt gewöhnlich den Oxydationsprozess auf dem Treibheerde nur so lange fort, bis das Silber geblickt hat. In diesem Zustande enthält es (das sogenannte Blicksilber) noch einige Procent Unreinigkeiten, namentlich Pb, Cu, Sb, Bi etc., welche dasselbe zur Verarbeitung untauglich machen können. Schon eine geringe Menge Pb, Bi, Sb und As machen das Silber spröde, ein Kupfergehalt dagegen schadet der Dehnbarkeit des Silbers äusserst wenig, eine solche Legirung wird härter und elastischer. Es kann deshalb unter Umständen vortheilhaft sein, beim Feinbrennen das Kupfer im Silber zu lassen, wenn man letzteres demnächst mit Kupfer legirt verarbeiten will (Freiberg).

von Bei-, Kupfer [illegible]en.

Bestehen die Beimengungen des Silbers nur aus Blei, so ist der Feinbrennprozess sehr einfach, ist dagegen viel Kupfer, Arsen und Antimon, aber weniger Blei vorhanden, so ist die Entfernung dieser Substanzen durch ein blosses oxydirendes Schmelzen nur durch sehr lange Einwirkung der atmosphärischen Luft zu erreichen. Ausserdem verlangt das Blicksilber um so mehr Hitze zum Schmelzen, je bleifreier es ist. Man giebt in solchem Falle vortheilhaft zu dem Blicksilber einen Zusatz von Blei, welches sich oxydirt und die das Silber verunreinigenden unedlen Metalle leicht aufnimmt.

Man rechnet nach *Karsten* auf 1 Theil der fremden Beimengungen 16 Theile Blei. Auch setzt man wohl zu nickel- und kobalthaltigem Blicksilber, welches schwer treibt und grosse Neigung zum vorzeitigen Erstarren zeigt, etwas Kupfer, wodurch mehr Hitze in das Metallbad kommt. Zum Unterschiede vom Treibeprozesse läuft beim Feinbrennen die gebildete Glätte nicht von der Oberfläche des Silbers ab, sondern zieht sich in die poröse feuerfeste Unterlage (Asche, Knochenmehl, Mergel) ein. Diese befindet sich entweder

[illegible]

1) auf einem beweglichen Heerd, auf einem sogenannten Teste. Unter Test versteht man eine eiserne

Schaale (Testschaale) oder einen eisernen Ring (Testring), welche mit dem porösen feuerfesten Material ausgeschlagen und dann mit einer Vertiefung zur Aufnahme des Blicksilbers versehen werden. So zubereitet wird der Test in eine passende Vertiefung des Feinbrennheerdes eingesetzt;

2) auf einem unbeweglichen Heerd, in welchem Falle sich der Feinbrennheerd von einem gewöhnlichen Treibofen, wenn nicht durch geringere Dimensionen, wenig unterscheidet.

Die Oxydation der fremden Beimengungen geschieht durch Zug- oder Gebläseluft.

Producte v Feinbrenn

Beim Feinbrennen resultiren folgende Producte:

Brandsilb

1) Brandsilber (Bd. I, p. 224). Dasselbe ist nicht chemisch rein, sondern enthält stets noch geringe Mengen von unedlen Metallen.

Ursache d Spratzen

Als ein Zeichen der Reinheit sieht man das sogenannte Spratzen des Silbers (Blumen) an, die Erhebung von Metallvegetationen auf der beim Abkühlen bereits erstarrten Oberfläche.

Man schrieb diese Erscheinung, ähnlich der beim Wismuth und Kupfer beobachteten, anfangs einer rein physischen Ursache zu, nämlich der durch die äussern Theile des Metalls im Augenblick der Erstarrung hervorgebrachten Contraction gegen die innern, noch flüssigen Theile, wodurch ein Theil dieser letzteren ausgetrieben werde. Später aber entdeckte *Lucas*[1]) die merkwürdige Eigenschaft des Silbers, beim Schmelzen in Berührung mit Luft aus dieser Sauerstoff (wenigstens das 20fache Volumen des Metalls) aufzunehmen und ihn beim Erstarren plötzlich fahren zu lassen, wobei durch die sehr beträchtliche Gasentwickelung ein Theil des flüssigen Silbers mit in die Höhe gerissen wird.

Durch sehr langsames Abkühlen lässt sich das Spratzen verhindern. Dass dabei wirklich Sauerstoff entweicht, lässt sich leicht dadurch nachweisen, dass Kohlenstaub

---

[1]) Annal. de chim. et phys. XII, 402. — *Karst.*, Arch. 1. R. IV, 318. — *Erdm.*, J. f. ök. u. tech. Ch. I, 487; II, 395; X, 286.

[illegible] im [illegible] des Spratzens [illegible] Schmelzen [illegible] nimmt der[illegible] mit Schmelz[illegible] oder Patschen[illegible] der Luft nicht [illegible] wenn das [illegible] auf die Mitte [illegible] auf dessen Rand [illegible]

[illegible] das Spratzen [illegible] wohl aber ein [illegible] Dieses soll nach *Levol* darin [illegible] in der [illegible]masse enthal[illegible] das Kupfer darin [illegible] beim Erkalten des Silbers [illegible] mit sich in Kupfer[illegible] entweichen kann.

Bischmann[4] hat bei Darstellung von [illegible] Silber [illegible] im Innern der Legirung vorgenommen, welche [illegible] *Zusatz* von etwas Zink zur schmelzenden Masse nicht wieder [illegible].

2) [illegible] (Bd. I. pag. 25[illegible]). Sie ent[illegible] neben mechanisch eingemengtem und etwas oxydir[illegible] Silber die Oxyde der dem Blicksilber beigemengten fremden Metalle, und zwar Blei als Oxyd, das Kupfer aber als Oxydul[5]. Ein in den Erzen nicht nachzuwei[illegible] Wismuthgehalt[6] concentrirt sich zuweilen in der [illegible].

[1] [illegible] *J. f. pr.* Ch. XXXVIII. 423. — Bgwfrd. X. 546.
[2] *Winkler*, *Freiberg.* Schmelzprozesse p. 17[illegible]. — *Lampad.*, Fortschr. 18[illegible]. p. 124.
[3] *Dingl.*, XCVIII, p. 2[illegible].
[4] Bgwkfrd. IX, 2[illegible].
[5] *Dingl.*, XCVIII, 2[illegible].
[6] Bgwkfrd. III, 2[illegible].

Wegen ihres Silbergehaltes, der bis 60 Loth im Centner steigen kann und theils von mechanisch eingemengtem Silber, theils von Silberoxyd herrührt, kommt die Testasche in die Schmelzarbeiten zurück, nachdem man gewöhnlich zuvor den vollgesogenen Theil von dem unverändert gebliebenen durch Sieben abgeschieden hat. Silberkörner und Silberwurzeln, die hierbei zum Vorschein kommen, setzt man beim nächsten Feinbrennen wieder zu.

Methoden des Feinbrennens.

Folgende Methoden des Feinbrennens sind gebräuchlich:

A) Das Feinbrennen auf beweglichen Heerden (Testen) und zwar

1) vor dem Gebläse (findet noch zu Freiberg mit dem beim Verschmelzen von gold- und silberhaltigem Gekrätz erzeugten Blicksilber statt);

2) unter der Muffel (Ober- und Unterharz, Müsen);

3) im Flammofen (England, Tarnowitz, Kongsberg).

B) Das Feinbrennen auf unbeweglichen Heerden in Flammöfen (Holzappel, Mansfeld, Freiberg, Ungarn etc.)

Vergleichung der verschiedenen Methoden.

Das Feinbrennen in kleinen Flammöfen ist, wenn man billige Steinkohlen haben kann, am vortheilhaftesten und auch am einfachsten; das am wenigsten zu empfehlende in Bezug des Brennmaterialverbrauchs ist das Feinbrennen unter der Muffel, da hierbei nur die strahlende Wärme wirkt, und ist deshalb das Feinbrennen vor dem Gebläse wohlfeiler. Dagegen hat in Bezug auf die Reinlichkeit und Zweckmässigkeit das Feinbrennen unter der Muffel viele Vorzüge. Das Feinbrennen vor dem Gebläse ist schwieriger zu leiten, als ersteres.

A. Feinbrennen auf Testen.

Anwendbarkeit dieser Methode.

§. 52. Feinbrennen vor dem Gebläse. Dieses Verfahren empfiehlt sich durch einen geringen Aufwand an

Brennmaterial und eignet sich besonders für unreine Blicksilber, die einer kräftigen Oxydation bedürfen, wobei aber keine vollständige Feine nöthig ist, sondern ein Rückhalt an Kupfer bleiben kann. Die Leitung des Prozesses erfordert, damit das Silber immer in der gehörigen Temperatur bleibt, viel Uebung, und bei Anwendung der Gebläseluft ist dem Silber Gelegenheit zur Verflüchtigung gegeben.

Freiberger Verfahren.

In Freiberg[1]) führt man dieses Verfahren in der Weise aus, dass man Posten von gewöhnlich 40—60 Mark Gewicht in mit Mergel ausgeschlagenen Testschaalen von 9—11″ Weite und etwa 3″ Tiefe vor einem Gebläse einschmilzt. Nach dem Eintragen des Silbers legt man vor die Düse einige glühende Kohlen, setzt um den Test herum einen blechernen Kranz, füllt ihn mit Kohlen an und lässt das Gebläse wirken. Dieses gibt pro Minute etwa 18 Cubicfuss Luft. Sobald das Silber eingeschmolzen ist, nimmt man den Blechmantel weg, zieht die glühenden Kohlen von der Oberfläche des Silbers ab und unterhält die nöthige Hitze dadurch, dass man zwischen Test und Düse von Zeit zu Zeit einige dünne Holzscheite und darauf glühende Kohlen legt, so dass der Wind nur die Flamme über die geschmolzene Oberfläche hinwegführt. Diese Art des Feuers erfordert eine grosse Vorsicht, um das Silber nach dem Einschmelzen nicht erstarren zu lassen und zugleich die Berührung mit Kohle zu vermeiden. Unter öfterem Umrühren setzt man den Prozess so lange fort, bis die Glättaugen verschwunden sind, dann taucht man ein eisernes Häkchen in die Metallmasse und beurtheilt nach dem Aussehen des anhaftenden Silbertropfens die Beschaffenheit des Silbers. Dasselbe ist brandfein, wenn der birnförmige, dunkelroth glühende Tropfen ganz fleckenlos erscheint und beim Erkalten die reine weisse Farbe des Silbers unter gleich-

---

[1]) *Winkler*, Freiberg. Schmelzprozesse 1837 p. 143. — *Hartm.*, Repert. II. p. 438.

zeitigem Spratzen zeigt. Dabei spiegelt das Metall auf dem Teste vollkommen. Hierauf hängt man das Gebläse ab, zieht alle Kohlen weg, kühlt das Silber vorsichtig durch hinzugelassenes Wasser ab, hebt es nebst Test aus dem Heerd aus und reinigt dasselbe vollkommen. Nach 1 — 1½ Stunden ist ein Posten bei einem Verbrauch von 2,2 Cbfs. Holzkohlen und 1,1 Cbfs. Holz feingebrannt.

Anwendba dieser Metl

§. 53. Feinbrennen unter der Muffel. Dieses Verfahren erfordert, wie bereits angeführt ist, mehr Brennmaterial, als das Freiberger, ist aber reinlicher und zweckmässiger; dasselbe eignet sich für reinere Blicksilber. welche durch eine grosse Menge Blei gegangen sind.

Als Beispiele sind anzuführen:

Unterhar Verfahre

A. Verfahren zu Oker[1]) am Unterharze. Die mit Mergel ausgeschlagenen, mit einer Vertiefung von 2″ 8‴ und von 1′ 1″ Durchmesser versehenen und mit Knochenmehl überkleideten Teste werden in eine Vertiefung des Brennofens (Bd. I. Taf. V. Fig. 86 — 88) horizontal eingestellt, mit 80 — 90 Mark Silber besetzt und mit einer Muffel überdeckt. Diese ganze Vorrichtung befindet sich in einem kleinen, stark bauchigen, vorn offnen Schachtofen, in dessen unterer Peripherie sich 6 kleine Zugöffnungen *f* von ½ □″ Weite befinden, die durch Züge *e* mit der äusseren Luft in Verbindung gesetzt sind. Durch mehr oder weniger Verschliessen derselben lässt sich der Luftzug reguliren. Es stehen 3 solcher Vorrichtungen neben einander. Die Zuglöcher an der Muffel werden sorgfältig mit zerbrochenen Muffelstücken geschlossen, dann rings um dieselbe grosse Kohlen gelegt und die Vorderseite des Schachtes mit Barnsteinen dicht zugesetzt. Nur lässt man eine mit der Muffelmündung communicirende Oeffnung, welche aber während des Einschmelzens mit einer Kohle geschlossen wird. Hierauf thut man den Ofen voll Kohlen und bringt sie in Brand.

---

[1]) *Kerl*, Unterh. Hüttenpr. 1854. p. 186.

Nach dem Einschmelzen des Silbers nimmt man die Kohle aus der Muffelmündung weg, rührt öfters mit einem Haken um und setzt den Prozess bei abwechselnd geöffneter und geschlossener Arbeitsöffnung, je nachdem es die Temperatur erfordert, so lange fort, bis sich keine Glätteaugen mehr zeigen und das Silber vollkommen spiegelt. Ist dieser Punkt eingetreten, so lässt man auf die Oberfläche des Silbers Wasser laufen und sobald es zu spratzen anfängt, stösst man eine vorn gebogene Zange an der spratzenden Stelle in den Kuchen und hebt ihn an dieser nach Beendigung des Spratzens aus dem Ofen.

Weiche Kohlen geben einen bessern Effect, als harte. 100 Mark Blicksilber liefern durchschnittlich 95 Mark Brandsilber und sind in 5 Stunden mit $^3/_4$ Maass Kohlen feingebrannt.

Oberharzer Verfahren.

B. Verfahren in Clausthaler Münze.[1]) Die eiserne Testschaale (Bd. I. Taf. V. Fig. 86—88) wird mit Aescher ausgeschlagen, getrocknet und 1′ weit und 3—4″ tief ausgeschnitten. Kleine Teste fassen 55 Mark, grosse höchstens 90 Mark Silber.

Die Brennöfen sind ähnlich wie am Unterharz eingerichtet; es sind 3 kleine vorhanden für je eine Muffel, dann zwei grosse, in welchen 4 Muffeln neben einander stehen können. Die grossen Oefen haben an der Rückwand 4 Zuglöcher, die kleinen zu beiden Seiten und hinten eine. Das Einsetzen der Teste etc. geschieht wie zu Oker. 90 Mark sind bei zugelegter Muffelmündung etwa nach 2 Stunden eingeschmolzen, dann wird diese geöffnet und einige Zeit mit einem eisernen Haken umgerührt, hierauf wieder $^1/_2$ Stunde zugelegt, dann abermals umgerührt. Dies pflegt in Intervallen von $^1/_2$ Stunde 3 mal zu geschehen, dann gibt man die letzte $^1/_2$stündige Hitze. Während des Umrührens zeigen sich auf dem Metallbade Glätteperlen, die gegen das Ende des Prozesses

---

[1]) *Kerl*, Oberh. Hüttenpr. 1852. p. 149.

ganz verschwinden. Sobald das Silber vollkommen spiegelt, lässt man es etwas abkühlen, giesst dann Wasser auf und verhindert das Spratzen durch Offenerhalten der Mitte mittelst eines Hakens. Man rechnet pro Mark 1¼ Loth Abgang.

Versuche auf Mergeltesten und Mergelheerden fielen ungünstig aus, indem der Prozess bedeutend verzögert wurde oder das Brandsilber gar nicht fein werden wollte.

Victor-Friedrichshütte am Harze.

C. Zur Victor-Friedrichshütte geschieht das Feinbrennen von 50—60 Mark Blicksilber auf Testen, welche aus 2 Theilen Mergel, 1 Theil Thon und alter Mergelasche ausgeschlagen sind. Der Test wird auf hochkantig gestellte Steine in den Brennofen gesetzt, so dass auch eine Erhitzung desselben von unten stattfinden kann. 100 Mark Blicksilber erfordern zum Feinbrennen 2⅜ Maass Birken- und Buchenkohlen à 6 Berl. Scheffel.

Müsen.

D. Zu Müsen wird der Ofen, ein kleines 2′ tiefes und 2′ hohes Gewölbe, mit Treibheerdmasse ausgeschlagen und in dieselbe eine Vertiefung von 12″ Durchmesser und ½″ Tiefe eingeschnitten. Diese wird mit Barnsteinstückchen von 4″ Höhe, 4″ Breite und 2″ Dicke in zweizölliger Entfernung umlegt und nur eine das Muffelloch vertretende Oeffnung gelassen. Die Backsteine belegt man mit Eisenstäben, alten Stecheisen etc. und bildet mit einer Ueberdeckung von altem Eisenblech, Schaufeln etc. eine Art Muffel. Nachdem die Vorwand geschlossen und der Apparat in Gluth versetzt worden, trägt man das Blicksilber ein und lässt dasselbe, ohne umzurühren, fein, d. h. spiegelnd werden. Erst nach dem Spratzen wird das Silber abgelöscht. Die Dauer einer Operation beträgt 5 Stunden. Die Feine des Silbers liegt gewöhnlich zwischen 286 und 286½ Grän.

B. Feinbrennen in Flammöfen.

Construction der Flammöfen

§. 54. **Allgemeines.** Die Flammöfen haben entweder einen beweglichen oder unbeweglichen Heerd und sind

mit einer [illegible] oder [illegible] Haube bedeckt. Die Oefen der ersteren Art unterscheiden sich von den englischen Treiböfen (pag. 185) nur durch ihre geringeren Dimensionen und meist durch den Mangel eines Gebläses. Die Feuerung geschieht mit Holz (Holzappel), Steinkohlen (Tarnowitz, Freiberg) oder mit [illegible] (Mansfeld).

Die Ausfütterung des Testes oder des Ziegelherdes geschieht entweder mit Seifensiederasche (Mansfeld) oder mit einem festgestampften Gemenge von frischem und altem Mergel (Freiberg, Tarnowitz etc.) Nach dem Austrocknen wird der gehörig ausgeschnittene Test in den Ofen eingesetzt, das Silber eingetragen, mit [illegible] bedeckt und bei geschlossenen Thüren nach und nach bis zur Weissgluth erhitzt. Zur Vermeidung von Silberverlusten ist es beim Silberraffiniren eine Hauptregel, das Silber, mit Holzkohlenstaub oder Sägespännen bedeckt, rasch einzuschmelzen und die Decke so lange darüber zu lassen, bis das Dampfen etwas aufgehört hat, dann nach entfernter Decke so kühl als möglich fein zu brennen. Schon bei anfangender Weissglühhitze verflüchtigt das Silber, namentlich bei Luftzug, welcher von der Oberfläche desselben durch die Holzkohlendecke abgehalten werden soll. Je mehr Antimon, Arsen, Blei etc. das Silber enthält, um so leichter verflüchtigt sich dasselbe und um so länger muss man die Kohlenschicht auf demselben beibehalten. Nach dem Einschmelzen zieht man, wenn nicht mehr nachgesetzt wird, die Schlacke ab und rührt das Ganze um, reinigt die Oberfläche des treibenden Silbers völlig und hält die Temperatur so, dass die auf der Oberfläche herum schwimmenden Augen sich von der Mitte nicht zu schnell nach dem Rande begeben und das Silber mit einer ziemlich convexen Wölbung im Teste steht. Bei zu hoher Temperatur erhält das Silber eine zitternde Bewegung, es eilen viele Perlen von der Mitte dem Rande zu und das Silber hängt sich beim schnellen Berühren mit einem kalten Eisenstab nicht an denselben

Verfahren.

n. Zu niedrig ist die Temperatur, wenn dem erstarren-
en Rande die Glätteperlen nur langsam zugehen.

Erfolgt das Einschmelzen zu schwer, so gibt man
'ohl einen Zusatz von bis 6% Blei; zu leicht erstarren-
em und zu langsam treibendem Silber setzt man etwas
Kupfer zu. Beginnt das Silber nach öfterem Umrühren
u spiegeln, so tupft man mit einem spitzen, gekrümm-
en Eisenstab öfters 1/2 Zoll tief ins Silber, bis dasselbe
eine Birnform angenommen hat. Beobachtet man an der
Probe keine Flecken von Glätte oder oxydirtem Kupfer
mehr, läuft das Silber nach einem nochmaligen Ein-
tauchen daran herunter, oder hat es das Bestreben von
der Perle abzutropfen, so ist dasselbe fein; im entgegen-
gesetzten Fall muss der Prozess noch fortgesetzt werden.

Nach dem Eintritt der Feine kühlt man entweder
das Silber im Heerde mit Wasser ab (Holzappel) oder
schöpft dasselbe aus (Freiberg) oder sticht es durch am
Boden des Testes eingestossene Oeffnungen in eine unter-
gesetzte Pfanne ab (Poullaouen). In letzterem Falle
wird das Feinsilber in Stücke geschlagen und gehörig mit
Bürsten gereinigt.

§. 55. Beispiele.

A. Zu Holzappel wird ein gemauerter Heerd von 2' 8" Durchmesser und 9" Tiefe mit Treibheerdmasse
(pag. 163) ausgeschlagen, ausgeschnitten und mit einer
grossen Muffel überdeckt, deren Oeffnung mit dem
nebenliegenden Windofen communicirt. Nachdem der
Heerd mit buchenen Splittern rothwarm gefeuert, setzt
man 60 Mark Silber ein, welche nach 10 Stunden fein-
gebrannt sind. Das Feinsilber wird mit möglichst wenig
Wasser abgelöscht, vorsichtig aus dem Brennheerde ge-
nommen, mittelst eines Spurmessers der Heerd ausge-
schnitten, gesäubert und wieder mit 60 Mark Silber be-
setzt, welche nach 8 Stunden fein werden. Gewöhnlich
benutzt man den Heerd noch zum dritten Male. Das
Silber wird mit 286 Grän Feingehalt abgegeben.

Holzappel.

B. Im Mansfeldschen[1]) wird das Cementsilber

Mansfeld.

[1]) *Grützner*, die Augustinsche Silberextraction. 1851. p. 118.

[illegible] der [illegible] Silberextraction [illegible] Kupfersteine (S. [illegible]) [illegible] [illegible] Taf. II. Fig. [illegible] [illegible] [illegible] [illegible] [illegible] [illegible] [illegible] [illegible] [illegible] [illegible] [illegible] [illegible] Canal [illegible] [illegible] [illegible] durch [illegible] [illegible] g, in [illegible] [illegible] Luft ein[illegible] [illegible] [illegible] Fuchs [illegible] [illegible]

Der Herd, [illegible] [illegible] 1500—2500 Mark Silber [illegible] [illegible] worden, besteht aus [illegible]. [illegible] für die Feine des Silbers [illegible] [illegible] [illegible] Oberfläche, [illegible] [illegible] welche durch ein 15—20maliges Biegen eines kleinen Zaines erprobt wird. Das [illegible] Silber hat 281—282 Grän Feine.

Freiberg. c. Zu Freiberg[1] wird das Blicksilber in einem Flammofen mit beweglichem Test bei Steinkohlenfeuerung und Zuführung erwärmter Gebläseluft seitwärts der Feuerbrücke feingebrannt. Der seidenartige Bruch des Probezaines sowie die Geschmeidigkeit eines aus demselben gewalzten Bleches dienen als Merkmal für die Feine, welche bis auf mindestens 99% getrieben wird. Dem [illegible] Silberraffinirofen zur Halsbrückner Hütte hat man einen Chamotteherd (p. 138) gegeben, wodurch die Gefahr und der Verlust, der bei Verunglückung eines Raffinirens entstehen kann, bedeutend vermindert wird. Man raffinirt nicht selten auf einmal 12—13 Ctr. Silber.

Tarnowitz. d. Zu Tarnowitz[2]) hat der Feinbrennofen (Taf. III. Fig. 49. 50) die ungefähre Einrichtung eines englischen Treibofens. a Schürloch. b Rost. c Einsatzthür für das Silber. d Beweglicher Test, auf eisernen Stäben e ruhend

1) Ueber das Silberausbringen des Freiberger Reviers von 1824—1847 in B. u. H. Ztg. 1849. p. 113.

2) Karstens Met. V. p. 576. — Hartmann, Repertor. II. p. 293.

.nd durch Keile in die richtige Lage zu bringen. f 'uchs, in eine 18′ hohe Esse mündend.

E. Zu Kongsberg[1]) verrichtet man das Feinrennen in einem ähnlichen Ofen, wie zu Tarnowitz, ur geschieht das Einbringen des Testes zweckmässiger. tatt denselben auf zwei festen eisernen Trägern ruhen u lassen, ist derselbe an seinen beiden Enden mit zwei tarken eisernen Zapfen versehen, welche in vier Gabeln ingreifen, die auf einem eisernen Wagen stehen. Die eiden hinteren haben genau die passende Länge, um len Test im Niveau des Heerdes zu tragen. Die vorleren sind um $1\frac{1}{2}$ Fuss kürzer. Der ganze Wagen ist auf Schienen beweglich und kann in den unten ganz offenen Ofen geschoben werden. Die hintere Kante des viereckigen Testes stösst hart an das Ofengemäuer. An der vorderen Seite, in deren Mitte sich die Arbeitsthür befindet, ist eine starke eiserne Gabel ins Mauerwerk eingelassen. Die beiden nach unten gerichteten Zinken sind mit Haken versehen, in welche die vordern Zapfen des Testes, die um einige Zoll über die Gabeln vorspringen, zu liegen kommen. Der nach oben gerichtete Theil der Gabel ist mit einem Schraubengewinde versehen und geht durch eine festliegende Mutter, welche zugleich die Nabe eines konischen Kammrades bildet, in welche ein anderes vertikales eingreift, welches an einer horizontalen, ausserhalb des Ofens mit einer Kurbel versehenen Welle befestigt ist. Durch Drehung der Kurbel hebt und senkt man den Heerd ganz beliebig, indem er sich um seine hinteren feststehenden Zapfen dreht. Während der Arbeit hängt er horizontal und bildet ganz wie ein auf festen Trägern ruhender Test den Heerdboden. Ist die Arbeit bis zum Ausgiessen beendigt, so stellt man vor dem Ofen eine senkrechte eiserne Welle auf, welche zwei concentrische Spiralwindungen trägt, die, mit Einschnitten versehen, die Formen aufnehmen. Beginnt man mit dem Ausgiessen und

---

[1]) *Tunner's* Jahrb. 1852. p. 192. — *Herter* in B. u. h. Ztg. 1855. p. 106, 117.

ist der Test an der Vorderseite durchgebrochen, so muss die hervorstehende Form von aussen unterhalb desselben befinden. Darauf senkt man den Test, füllt die Form, hebt den Test wieder, bringt eine zweite Form durch eine kleine Oeffnung der Wand darunter, füllt auch diese und fährt so fort, bis alles Silber ausgegossen. Nach dem Ausgiessen lässt man den Test so weit nieder, dass auch die vorderen Zapfen in die Gräben eingreifen und zieht ihn dann mit dem Wagen heraus.

Man unterwirft dem Feinbrennen ausser Blicksilber auch die von den Gruben angelieferten Silbergraupen und Schliege, und setzt, da erstere neben metallischem Silber etwas Schwefel enthalten, beim Einschmelzen etwas Eisendraht und [illegible] Glätte zu. Nach dem raschen Einschmelzen bei geschlossenen Arbeitsthüren zieht man die Krätze ab. In den kälteren Theilen des Testes finden sich zahllose Quecksilberkügelchen.

Krätzen und Heerd vom Feinbrennen schmilzt man über einem kleinen Krummofen durch und setzt die dabei erfolgende, dem Blicksilber ähnliche Legirung mit 13—14 Loth Silber beim nächsten Feinbrennen zu. Der gleichzeitig fallende Stein mit 6—10 Mark Silber im Ctr. kommt zur Rohsteinröstarbeit (p. 96), die 2—3löthige Schlacke zur Roharbeit (p. 95). Von 3583 Mark Blicksilber wurden beim Feinbrennen ausgebracht: 3532 Mark 12 Loth Feinsilber, 32 Mark 12 Loth Silber in den Krätzen und 14 Mark 6 Loth im Flugstaub.

Fünftes Kapitel.

Feinschmelzen des Silbers in Tiegeln.

Anwendbarkeit dieser Methode.

§. 58. Allgemeines. Im Allgemeinen pflegt man reineres Silber dem Feinbrennen zu unterwerfen; bei ärmerem Metall wird auf diese Weise zu viel Silber ins Freie gebracht und der Aufwand an Brennmaterial vermehrt sich. Man macht aber auch wohl reineres Blick-

ber durch Schmelzen fein, wenn man von diesem Verɪren einen geringern Silberverlust und eine Brennıterialersparung erwartet.

Das Schmelzen geschieht entweder in Graphit- oder sseisernen Tiegeln im Windofen oder in einem Flammm. In Freiberg ist das frühere Schmelzen[1]) des nalgamirsilbers in Graphittiegeln bei Holzkohlen im indofen dem Schmelzen in gusseisernen Tiegeln[2]) mit einkohlen gewichen, und haben sich bei letzterem Verhren folgende Vortheile herausgestellt:

Verfahren.

1) der Silberverlust durch Verflüchtigung ist auf ein inimum gebracht, während er ehemals, als der Tiegel och unter einer stark ziehenden Esse stand, bedeutend ar. Durch Verdunsten verliert das Silber bei anfangener Weissglühhitze in einem offenen Tiegel jede Stunde irca 1%;

2) beim älteren Verfahren musste das Silber behuf gehöriger Reinigung 3mal umgeschmolzen werden, jetzt nur noch 1 oder höchstens 2mal, weil die eisernen Tiegel ein kräftigeres Durcharbeiten der Masse gestatten;

3) man erhält weniger silberhaltiges Gekrätz;

4) die eisernen Tiegel sind dauerhafter und halten viele Schmelzungen aus;

5) die Steinkohlenfeuerung ist billiger, als die Holzkohlenfeuerung.

§. 57. Beispiele.

A. Zu Przibram wird das in 4—8 □″ grosse Stücke zerschlagene Blicksilber von 15 Loth Feine in Quantitäten von 600 — 1200 Mark nach und nach in Ypser Tiegel eingetragen und in 5—6 Stunden eingeschmolzen. Man thut alsdann auf das Silber mit einem Löffel etwa 24 Cbczoll eines Gemenges von 2 Theilen ausgelaugter Holzasche und 1 Theil Knochenasche (Test) und rührt dieses Gemenge dergestalt auf der Oberfläche um, dass

Przibram.

[1]) *Grützner*, die Augustinsche Silberextraction. 1851. p. 115.

[2]) Anwendung eiserner Tiegel zum Schmelzen des Silbers. B. u. h. Ztg. 1843. p. 406; 1853. p. 455. — *Dingl.* CXXVII. 36.

2 offene Stellen (Augen) in der Decke bleiben, auf welche der Sauerstoff der Luft einwirken kann. Mittelst eines Schaumlöffels wird das von dem porösen Test aufgesogene Bleioxyd abgehoben und wieder eine Hitze gegeben. Diese Operation wiederholt man in immer längeren Zwischenräumen innerhalb 6—8 Stunden 14—17mal, bis das Silber anfängt zu kochen und stark zu spiegeln. Dann wird ein Gemenge von 3 Loth Borax und 3 Loth Salpeter aufgestreut und eine ¼stündige starke Hitze gegeben, sodann die Schlacke abgezogen, die Oberfläche mit Kohlenpulver bedeckt, abermals eine ¼stündige Hitze gegeben und das 15 Loth 17¾ Grän bis 16 Loth Feinsilber enthaltende Brandsilber mittelst lehmüberzogener eiserner Löffel in 40märkige gusseiserne Formen gegossen. Die Krätzen werden, nach Beendigung der Periode der Bildung armer Glätte, beim Treiben zugesetzt. Man braucht auf 1200 Mark Blicksilber 8—10 Tonnen Kohlen à 4¼ Cbfs. und 34 Pfund schwer. Obgleich diese Art des Feinmachens einen grösseren Zeitaufwand erfordert, so soll sie doch einen geringeren Silberverlust geben, so wie fast nur die Hälfte Brennmaterial vom gewöhnlichen Feinbrennen erfordern.

Pontgibaud.

B. Zu Pontgibaud[1]) wird seit 1849 statt des Feinbrennens ein Feinschmelzen des Blicksilbers in 0,3 Meter hohen, oben 0,18 Meter und unten 0,09 Meter weiten Graphittiegeln bei Zusatz von etwas Salpeter und Quarz vorgenommen. Der Windofen hat 0,5 Quadratmeter im Querschnitt, ist bis auf den Rost 0,6 Meter tief, der Schornstein hat 0,5 . 0,15 Meter Querschnitt und ist 5 Meter hoch.

Man füllt den mit glühenden Kohlen und Cokes umgebenen Tiegel allmälig mit 19—20 Kilogr. Silber und setzt dabei allmälig ½ Kilogr. Salpeter und Quarz zu. Nach etwa 1 Stunde ist Fluss eingetreten und in 1½ Stunden der Prozess beendigt. Man entfernt die Oxyd-

[1]) B. u. h. Ztg. 1851. p. 379.

und Schlackenschicht von der Oberfläche, untersucht durch Zusatz von Quarz und Salpeter, ob sich von Neuem eine solche Schicht bildet, uud giesst, wenn dieses nicht der Fall ist, den Inhalt des Tiegels in cylindrische Formen. Das Silber hält $^{997}/_{1000}$.

Neuerdings schmilzt man das Silber ohne allen Zusatz so schnell als möglich um, damit dasselbe homogener wird.

Freiberg

C. In Freiberg[1]) wird das von der Amalgamation kommende kupferhaltige Tellermetall durch Umschmelzen in gusseisernen Tiegeln von Blei, Antimon etc. befreit, um als 11—12löthiges kupferhaltiges Raffinatsilber abgegeben zu werden. Der Schmelzapparat (Taf. III. Fig. 53) hat nachstehende Einrichtung:

a Windofen für Steinkohlenfeuerung, mittelst des durch eine Scheidewand getheilten Zuges *b* mit dem Schacht *c* in Verbindung; *d* eiserner Tiegel, innerlich und äusserlich mit Lehm überzogen, mit einem Deckel versehen und auf geschmiedeten Rostbalken *e* stehend; *f* hohler Raum mit gusseiserner Bodenplatte, auf welcher ein Gefäss *g* zur Aufnahme etwa durchgehenden Silbers steht; *h* Fuchs; *i* Eisenplatte, auf welcher das Gezäh erwärmt wird; *k* Esse; *l* mit einer Thür verschliessbarer Raum über dem Schmelzkessel; *m* Schürloch.

Man schmilzt in dem Tiegel bei aufgesetztem Deckel und einer Decke von Kohlen allmählig 350—370 Pfund Silber in etwa 6 Stunden ein, verstärkt alsdann die Hitze, bis das Metall in treibende Bewegung geräth, zieht die sich abscheidende Schlacke mittelst eines durchlöcherten Löffels ab, bedeckt die Oberfläche wieder mit Kohlen und rührt mit einem Haken, namentlich den Boden und die Seitenwände bestreichend, gut um. Nach dem Umrühren verstärkt man das Feuer etwa 5 Minuten lang, zieht Schlacke und wiederholt dieselben Operationen nochmals. Darauf nimmt man zur Prüfung des Silbers auf den Antimongehalt eine Schöpfprobe, granulirt

---

[1]) *Winkler*, die europäische Amalgamation der Silbererze. 1848. p. 125.

dieselbe, löst 1 Probircentr. der erwärmten Granalien in Salpetersäure und schliesst aus der entstehenden mehr oder weniger starken Trübung oder der Bräunung eines Pulvers auf den Antimongehalt. Danach ist entweder eine noch fernere Reinigung des Silbers erforderlich, — wozu man die flüssige Masse mit einem durchlöcherten Löffel öfters in die Höhe hebt und wieder in den Tiegel zurücklaufen lässt — oder die gehörige Reinheit vorhanden. In letzterem Falle nimmt man nochmals eine Granalienprobe, treibt 1 Mark davon mit 16 Bleischweren auf einer Kapelle ab und untersucht gleichzeitig eine Zainprobe auf ihre Sprödigkeit. Dann wird die 74—84 % Feinsilber enthaltende kupferige Legirung in mit Pech ausgestrichene eiserne Formen gegossen, mit Kohlenstaub bedeckt, im schwarzrothglühenden Zustande herausgenommen, behämmert und mit Wasser abgelöscht. Die ganze Operation ist in 8 Stunden beendigt.

Das Schlackengekrätz wird gepocht und mit Potasche und Salpeter in einem hessischen Tiegel verschmolzen. Der dabei erfolgende Metallkönig kommt zum Hauptschmelzen, der Stein mit 25—60 Mark Silber zur Amalgamation und die Schlacke zur Bleiarbeit. Der Bruttoverlust beim Umschmelzen beträgt $1\frac{1}{2}$ %.

II. Abschnitt.

Silbergewinnung mittelst Kupfers und Bleies.

Theorie.

§. 58. **Allgemeines.** Die hierher gehörigen Prozesse bezwecken eine Zerlegung des Schwefelsilbers in Erzen oder Hüttenproducten (Steinen) durch metallisches Kupfer (durch Schwarzkupfer bei der Kupferauflösung und durch Kiehnstöcke beim Abdarrprozesse), vereint mit einem Ausziehen des Silbers durch Blei. Die Zerlegung des Schwefelsilbers durch metallisches Kupfer

findet nur unvollkommen statt, indem sich bei einem Uebermaass von Kupfer eine Legirung von Ag mit Cu und Kupferstein erzeugt, der noch viel Åg zurückhält. Enthalten die Erze oder Hüttenproducte Ṗb, so wird durch das Kupfer gleichzeitig mit dem Silber auch Blei abgeschieden, indem eine aequivalente Menge Kupfer in den Stein geht.[1])

Erstes Kapitel.

Kupferauflösungsprozess.

§. 59. Allgemeines. Das Wesentliche dieses Prozesses besteht darin, dass, wenn man silberhaltigen Stein mit Kupfer und bleiischen Producten zusammenschmilzt, das Kupfer in den Stein geht, während das dadurch verdrängte Silber vom Blei aufgenommen wird. Gleichzeitig wirkt dann auch noch das Blei für sich entsilbernd auf den Stein (pag. 71). Setzt man zu viel Kupfer zu, so kann dasselbe in dem Leche nicht aufgelöst bleiben, sondern scheidet sich theilweise aus und geht ins Werkblei. Enthält das Kupfer Silber, so wird dessen Silbergehalt hierbei gleichzeitig extrahirt und dadurch eine anderweitige Entsilberung desselben (z. B. durch Saigerung, Amalgamation) erspart. Die Anwendbarkeit dieses Prozesses hängt gewöhnlich von lokalen Verhältnissen ab, hauptsächlich von dem Verhältniss des bei den Schmelzarbeiten fallenden Steins zum Schwarzkupfer. Ist ersterer in zu hinreichender Menge vorhanden, so ist die Silberextraction zu unvollständig; im entgegengesetzten Falle wird nicht alles Schwarzkupfer vom Stein aufgelöst und geht theilweise ins Werkblei.

Wesen dies Prozesses

Anwendbarkeit dieses Prozesses.

Unter passenden Verhältnissen ist der Prozess vor-

---

[1]) *Karst.*, Met. V. p. 476. *Fournet* in *Erdm.* J. f. pr. Chem. II. p. 133. 1834.

theilhaft. Er ist um deswillen dem Saigerprozesse vorzuziehen, weil er eine vollständigere Entsilberung der bei den Erzarbeiten fallenden Leche gestattet.

§. 60. Beispiele.

…e Ent…ngs-Verfahren.

A. Neueres Verfahren in Ungarn.[1]) Bei dem frühern Vorkommen reicher Silbererze in Verbindung mit geringen Mengen von Bleierzen gab das Rohschmelzen der Erze (pag. 101), verbunden mit einer Eintränkarbeit (pag. 110), ein erwünschtes Resultat. Da aber diese Methode um so bedeutendere Verluste an edlen Metallen und um so grössere Arbeitskosten verursacht, je reicher an Gold und je ärmer an Silber und Kupfer die Erze sind, so wurde mit dem Aermerwerden der Silbererze und der gesteigerten Förderung der Bleierze jener Prozess nicht mehr für vortheilhaft befunden und statt dessen der Kupferauflösungsprozess mit gutem Erfolge eingeführt, eine Combination aus dem ältern ungarischen und dem Freiberger Verfahren.

Neueres Verfahren.

Die zu Fernezely und Kapnik zur Verarbeitung kommenden Erze theilt man je nach ihrem Silber- und Goldgehalt und nach ihrer sonstigen Beschaffenheit ein in:

Erze.

1. Eigentliche güldische Kieserze und Schliege, stets mit einem geringen Silbergehalt. Enthält das bei der Probe erfolgende güldische Silber weniger als 3 Loth Gold auf 1 Pfund güldisches Silber, so gelten sie für goldarm, wenn mehr, für goldreich.

2. Eigentliche Silbererze und zwar:

a) solche, welche im Centner weniger als 4 Loth güld. Silber und an Gold unter oder über 8 Denair auf die Mark halten;

b) solche, die von 4—12 Loth güldisches Silber halten und

c) solche, von mehr als 12 Loth Feingehalt im Centner.

3. Schliege von eigentlichen Silbergeschicken; die

[1]) Jahrb. der k. k. geol. Reichsanst. 1851 No. 3 p. 157; 1863 No. 3 p. 579. B. u. h. Ztg. 1854. p. 25.

armen von 3 Loth Feingehalt auf den Centner sind meist güldisch; man trennt die, welche bei der Probe mehr als 18 Denair Gold auf die Mark güldischen Silbers enthalten von den an Gold minderreichen. Die reichen Silberschliege halten 3—10 Loth im Centner, sind aber nicht merklich goldhaltig.

4. Schlämmschliege mit 3—4 Loth güld. Silber im Centner und an 10 Denair Gold in der Mark güldischem Silber.

5. Kupfer- und silberhaltige Erze mit mehr oder weniger als 4 Loth Silber im Centner und ohne Goldgehalt.

6. Bleiische Erze und Schliege mit grösserem oder geringerem Gehalt an güldischem Silber.

7. Kiesige Zeuge ohne rücksichtswürdigen Silbergehalt.

8. Bleihaltige Abfälle vom Treiben und zwar 0—4löthige, 4—8löthige und 8—12löthige.

Als Gangarten kommen in den Geschicken gewöhnlich Quarz, Schwerspath, Kalkspath, Feldspath, seltener Gyps, Blende, Manganspath vor. Den bleiischen Erzen sind thonige und kalkige Stoffe beigemengt.

Bei der Zugutemachung dieser Erze werden folgende Manipulationen ausgeführt (Bd. II. p. 218):

Rösten.

1) **Das Rösten.** Die Bleierze werden in grobkörniger Substanz, die güldischen Kiese in Pulverform und die Schliege im getrockneten Zustande in Quantitäten von 4 Ctr. im *Kramer*schen Röstofen (Bd. II. Taf. I. Fig. 5, 6) 9 Stunden bei einem Aufwande von 4 Klafter zu 108 Cubicfuss Scheitholz auf 100 Ctr. Geschicke abgeröstet.

Gewisse silberarme Geschicke, namentlich die Zuschlagseisenkiese werden in freien Haufen von 1000—7000 Ctr. Inhalt einmal 5—7 Wochen geröstet. Auf einen Haufen von 2000 Ctr. braucht man 4—5 Cubicklafter Holz und 74,5 Cubicfuss Kohle.

Die bei den verschiedenen Schmelzprozessen fallenden Leche werden in Haufen unter einem Schoppen abgeröstet.

Die Kosten bei diesen 3 Röstungsmethoden betragen für 1000 Pfund Erze, Schliege oder Steine:

im Flammofen	1 Guld.	23 Kr.
in Haufen von 200 Ctr. unter einem Schoppen	— „	35 „
in grossen freien Haufen	— „	11 „

'erbleiung. 2) Die Armverbleiung. Diese Arbeit bezweckt die Concentration der nutzbaren Metalle in einem Stein und die Entsilberung desselben im Schmelzraume des Ofens mit armem Blei. Es kommen zur Beschickung 16—20 % bleiische silberarme Abfälle, welche 2 % Blei in die Beschickung bringen, und gold- und silberarme Geschicke, welche in 100 Pfund weniger als 4 Loth güldisches Silber und in 1 Pfund des letzteren weniger als 3 Loth Gold enthalten, ferner 84—80 % geröstete Kieserze und Schliege, 10 — 12 % Kalkstein und eine geringe Menge zur Nasenbildung erforderlicher Reichverbleiungsschlacken. Bei güldischen Geschicken kommt es darauf an, möglichst wenig Schlacken auszubringen, weil diese immer eine merkliche Menge Gold aufnehmen.

Die Gattirung gerösteter Geschicke mit ungerösteten erfordert eine lange Erfahrung und grosse Vorräthe von beiden Sorten. Die goldreichen Geschicke werden für sich abgesondert beschickt und geschmolzen.

Die ziemlich strengflüssige Beschickung verschmilzt man in Hohöfen oder Halbhohöfen, je nachdem dieselbe mehr oder weniger geröstete Kiese enthält. Stark eisenhaltige Geschicke werden in Hohöfen verschmolzen. Man nimmt an, dass der Gold- und Silberverlust in zweiförmigen Hohöfen grösser ist, als in Halbhohöfen. Beide Ofenarten haben folgende Dimensionen:

	Hohofen.	Halbhohofen.
Höhe vom Bodenstein bis zur Gicht	17—22′	12′
Breite an der Windseite	50″	42″
„ „ „ Brust	34″	30″
Tiefe des Ofens	36″	34″
Höhe der oberen Form	26″	20″
Neigung der oberen Form . . .	1°	—
Höhe der unteren Form	22″	—
Neigung „ „ „	2°	—

Das Armblei wird durch den Abstich in den Schmelz-
ım gebracht im Verhältniss von 5 — 6 % der zu ver-
ımelzenden Geschicke, so dass auf 1 Theil güldisches
ber wenigstens 200 Theile Blei kommen. Man setzt
Hohöfen 500 — 600 Cntr. Erze und Schliege mit einem
hlenverbrauche von 48 — 50 Saum à 12,4768 Cubfss.
einem Wochenwerke durch; im Halbhohofen 350—400
ır. Beschickung mit 50 — 54 Saum Kohlen. Man sucht
i diesem Schmelzen die Hälfte oder wenigstens 1/3 des
bers und 2/3 oder wenigstens die Hälfte des Goldes
mittelbar in die Verbindung mit Blei zu bringen. Man
ıält dabei folgende Producte:

a) Treibwürdiges Blei mit 1/3 bis 1/2 des Silber-
halten und 1/2 bis 2/3 des Goldgehaltes der Beschickung.

b) Armverbleiungslech. Dieser wird in Haufen
ıter Schoppen zweimal geröstet und entweder der Reich-
rbleiung zugetheilt (wenn Bleierze und Bleischliege in
össerer Menge zur Einlösung kommen) oder dem Arm-
rbleiungslechschmelzen unterworfen. Dabei verschmilzt
ın 100 Ctnr. Lech mit 10 — 15 % Armblei, 10 — 20 %
lbererzen und 40—50 % Schlacken im Halbhohofen und
tzt in einer Woche 250 — 300 Ctr. Leche mit einem
ıfwand von 30 — 35 Saum Kohlen durch. Das dabei
folgende Reichblei mit 10—12 Loth güldischem Silber
ht ins Treiben; der Armverbleiungs-Lechschmel-
zs-Lech wird nebst Geschur und Ofenbrüchen in 2
ıern zugeröstet und ins Reichverbleiungslechschmelzen
geben; die Schlacken setzt man gewöhnlich ab.

c) Geschur und Gekrätz werden mit den Lechen
sammen verröstet und dem Arm- oder Reichverbleiungs-
:h-Schmelzen zugetheilt.

d) Schlacken werden entweder nochmals geschmol-
n oder abgesetzt.

Reichverbleiung.

3) Die Reichverbleiung. Diese Manipulation be-
ındelt die im güldischen Silbergehalte höher kommenden
ilbererze und Schliege, die Bleierze und Bleischliege,
inen Theil der Armverbleiungsleche und den Heerd vom
'reiben, wobei man 75 % des darin enthaltenen Silbers
ıd 90 % des Goldes in Verbindung mit 80 % des darin

enthaltenen Bleies als Reichblei darzustellen beabsichtigt. Das anzureichernde Blei wird nicht durch den Abstich eingeführt, sondern durch Beimengung bleioxydhaltiger Substanzen in die Beschickung unmittelbar in den Ofenschacht gebracht. Dabei ist der Bleiverbrand zwar stark, wird aber durch den geringen Abgang an edlen Metallen reichlich aufgewogen. Das Schmelzen geschieht in Halbhohöfen mit grossen Flugstaubkammern und schwachem Gebläse. Die gewöhnlichste Art der Gattirung ist 55—60 % silberreiche Erze und Schliege, 15—30 % gerösteter Armverbleiungsstein und 40—80 % geröstete bleiische Geschicke und bleioxydhaltige Stoffe. Als Zuschlag gibt man Kalkstein und als Niederschlagsmittel für's Schwefelblei eine gewisse Menge Granulireisen. Man verschmilzt in einer Woche 250—300 Ctr. Beschickung mit 25—30 Saum Kohlen und erhält dabei:

a) Reichblei 75—80 % des gesammten in der Beschickung enthaltenen Bleies, welches vom Feingehalt der Beschickung 70—75 % an Silber und 95—98 % an Gold aufgenommen hat.

b) Reichverbleiungslech, mit 20—25 % Blei, 4—6 % Kupfer und 6—8 Loth güldischem Silber. Derselbe wird mit Geschur und Ofenbrüchen 2 mal verröstet und einem Reichverbleiungslechschmelzen unterworfen. Man beschickt 100 Ctr. Leche mit 25—30 Ctr. Armblei, 50—60 Ctr. Schlacken, 5 Ctr. Granulireisen und 15—20 Ctr. Silbererzen, verschmilzt im Halbhohofen wöchentlich 250—300 Ctr. Leche mit 30—35 Saum Kohlen und erhält dabei:

α) Reichblei mit 10—12 Loth güldischem Silber zum Abtreiben.

β) Reichverbleiungs-Repetitionslech mit 6—10 Pfd. Blei, 6—10 Pfd. Kupfer und 3—4 Loth güldischem Silber, welcher nebst Geschur und Ofenbrüchen der Kupferauflösung zugetheilt wird.

γ) Schlacken, welche beim Auflösungslechschmelzen verwandt werden.

Kupferauflösung.

4) Die Kupferauflösung. Mit diesem Prozesse beginnt die Kupferentsilberung anstatt des Saigerungs- oder

bdarrprozesses. Man bezweckt damit das Kupfer in die erbindung des Schwefels und den grössten Theil des ildischen Silbers in die Verbindung mit Blei zu bringen, obei die Beschickung eine solche Zusammensetzung erılten muss, dass ihr Durchschnittsgehalt 25 — 30 Pfd. upfer und 3 — 5 Loth güldisches Silber enthält und ıf 1 Loth Silber 15 — 20 Pfd. Blei kommen.

Man beschickt 100 Ctr. Leche mit 80 Ctr. armer lätte, 50 — 60 Ctr. Schlacken und 5 Ctr. Granulireisen nd verschmilzt wöchentlich 250 — 300 Ctr. Beschickung ıit 30 — 35 Saum Holzkohlen. Bei diesem Prozesse erolgen:

a) Reichblei mit höchstens 11 Loth Silber im Ctr., ıum Abtreiben.

b) Auflösungslech, 40—50 % der Beschickung mit 10—15 % Blei, 30—40 % Kupfer und 2—2,5 Loth Silber im Centner. Derselbe wird, um das rückständige Gold, Silber und Blei möglichst auszuziehen, sowie den Kupfergehalt zu concentriren, mit 50 — 60 % Schlacken, 5 Ctr. Granulireisen und so viel Armblei durchgeschmolzen, dass auf jedes Loth des in dem Vorschlagblei enthaltenen güldischen Silbers 20 — 25 Pfd. Blei fallen. Die Producte von diesem Schmelzen sind:

α) Auflösungsblei mit 2 — 3 Loth Silber, welches als Vorschlagsblei bei dem Reichverbleiungslechschmelzen angewandt wird.

β) Entsilberte Kupferleche mit 40 — 45 % Kupfer und $^3/_4$ — 1 Loth güldischem Silber, welche man zur weitern Behandlung auf Kupfer an die Felsöbanyer Kupferhütte abgibt (Bd. II, p. 219).

γ) Schlacken, welche der Auflösungs-Manipulation zugetheilt werden.

c) Geschur und Ofenbrüche kommen zur nächsten Auflösungsarbeit.

d) Schlacken gehen zum Theil ins Lechschmelzen, zum Theil ins Schlackenschmelzen.

Schlackenschmelzen.

5) Schlackenschmelzen. Hat sich eine hinreichende Menge Schlacke vom Verschmelzen reicher Geschicke angesammelt, so verschmilzt man dieselben im Hohofen mit

10—12 % unverrösteten, schwefelreichen, silberarmen und möglichst goldfreien Kiesschliegen. Es werden wöchentlich 1000—1300 Ctr. mit einem Kohlenverbrauch von 20—22 Saum durchgesetzt und dabei erhalten:

a) Schlackenlech mit 2—5 Pfd. Blei, ½—2 Pfd. Kupfer und 1½—3 Loth güldischem Silber. Diese Leche werden mit Ofenschur und Ofenbrüchen in 2 Feuern geröstet und entweder der Armverbleiung zugetheilt oder ins Armverbleiungslechschmelzen gegeben.

b) Schlacken, die zum Absatz kommen.

Zweites Kapitel.

Abdarrprozess.

Wesen des Prozesses.

§. 61. Allgemeines. Der Abdarrprozess ist eine mit dem Rohschmelzen und der Verbleiung verbundene Saigerung, wobei aber die Silberabscheidung vollständiger erfolgt, der Kupferverlust geringer und das producirte Gaarkupfer von besserer Qualität ist, als bei der Saigerung. Er gleicht dem Kupferauflösungsprozess darin, dass man silberhaltigen Stein mit bleiischen Producten und Kiehnstöcken und Schwarzkupfer behandelt.

Anwendbarkeit dieses Verfahrens.

Dieses Verfahren eignet sich nur für silberhaltige Kupfererze, nicht für kupferhaltige Silbererze, weil bei letzteren keine zur Ansammlung des Silbers hinreichende Menge Kupfer vorhanden ist.

§. 62. Beispiele für den Abdarrprozess.

Verfahren zu Brixleg und Szalathna.

A. Verfahren zu Brixleg in Tyrol und zu Szalathna in Siebenbürgen [1]).

Gegenstand der Bearbeitung sind Fahlerze mit 7—21 Pfd. Kupfer und 2—3 Loth Silber. Bei ihrer Zugutemachung kommen folgende Operationen vor:

---

[1]) *Wehrle*, Hüttenkde. II, 468. — Oestr. Zeitschr. 1858, p. 221. — *Karsten's* Met. V, 518.

a) **Rohschmelzen**, das Verschmelzen der zweckmässig gattirten ungerösteten Erze mit passenden Schlacken, wobei ausser andern Zwischenproducten hauptsächlich folgende fallen:

α) **Speise**, kommt theils zum ersten Verbleien, theils zur Treibarbeit.

β) **Kupferstein**, reicher Stein, kommt zur ersten Verbleiung.

b) **Erstes Verbleien**, bezweckt die Extraction des Silbers aus den Steinen und dem gleichzeitig zugesetzten silberhaltigen Schwarzkupfer durch Blei, vereinigt somit die Reichverbleiung und den Kupferauflösungsprozess. Die Beschickung besteht aus:

12 Ctr. 2 Mal geröstetem Reichstein,
5 „ 25 Pfd. gerösteten } Bleierzen und Schliegen,
6 „ 50 „ ungerösteten }
8 „ — „ Heerd,
5 „ 50 „ Glätte,
6 „ — „ Schwarzkupfer (feistes Hartwerk) von g β.

Ausserdem theilt man wohl noch Speise und Schlacken zu. Die Hauptproducte dieses Schmelzens sind:

α) **erster Verbleilech** kommt zum zweiten Verbleien.

β) **Reiche Saigerstücke** zum Saigern *c*.

c) **Reichsaigern**. Beim Saigern der reichen Saigerstücke von *b β* erhält man:

α) treibwürdiges **Werkblei**.

β) **Kiehnstöcke**. Kommen zum zweiten Verbleien *d*.

d) **Zweites Verbleien**, bezweckt die vollständigere Entsilberung der silberhaltigen Producte und die noch weitere Concentration des Kupfergehalts im ersten Verbleistein, und ist als ein vereinigtes Kupferauflösungs- und Kupferauflösungslechschmelzen zu betrachten.

Die Beschickung besteht aus:

22 Ctr. 1 mal verbleitem Lech von *b α*,
5 „ Kiehnstöcken von *c β*,
1 „ armem Schwarzkupfer,
9 „ 50 Pfd. Heerd und
4 „ 50 „ Glätte.

Auf 1 Loth Silber [illegible] 15 Pfd. Blei und 7½ Pfd. Kupfer. [illegible]:

α) [illegible] zum [illegible] c.

β) [illegible] von 2 mal verändertem Stein zum Abdarren g.

γ) [illegible] beim Saigern der [illegible]stücke d a erfolgen:

α) [illegible] Werke zu f, und

β) [illegible] zum zweiten [illegible] d.

f) Abtreiben. Die Reich- und Armwerke c a und e a werden gemeinschaftlich mit etwas Speise a a ver[illegible].

g) Erstes Abdarren. Diese Operation, mit dem 2 mal veränderten Stein e β vorgenommen, hat den Zweck, einen Theil Kupfer mit dem grössern Theile des Silbers abzuscheiden, den andern Theil Kupfer aber, vom Silber grösstentheils geschieden, in den Steinen zurückzuhalten.

25 Ctr. 2 mal veränderter Stein werden mit 5 Ctr. armem Schwarzkupfer (Mittelhartwerk h β) durchgeschmolzen, wobei das Kupfer dem Stein Silber entzieht. Es erfolgen dabei:

α) Darrlech, 1 mal gedarrter Stein, kommt zum zweiten Abdarren h.

β) Reiches Schwarzkupfer (feistes Hartwerk) zum ersten Verbleien b mit gegen 70 % Blei.

h) Zweites Abdarren. Einmal abgedarrter Stein wird mit 20 % armem Schwarzkupfer (dürren Hartwerken i β) verschmolzen. Dabei fällt.

α) 2 mal gedarrter Lech (Hartstein) zum Hartsteinschmelzen i.

β) Silberärmeres Schwarzkupfer (Mittelhartwerke) mit noch 30 % Blei zum ersten Abdarren g.

i) Hartsteinschmelzen bezweckt die letzten ausbringbaren Mengen des Silbers aus dem Stein abzuscheiden. Der Hartstein wird 2—4 mal geröstet, dann mit quarzigen silberarmen Kupfererzen und Kupferschlakken verschmolzen.

Dabei fallen:

α) Kupferstein mit ¾—1 Loth Silber, wird auf

Gelfkupfer verschmolzen. In Ungarn nennt man das silberfreie oder silberarme Kupfer Gelfkupfer, das silberhaltige unreine Kupfer aber Schwarzkupfer.

β) Silberarmes Schwarzkupfer (dürre Hartwerke) zum zweiten Abdarren *h*.

II. Abtheilung.

Silbergewinnung auf nassem Wege.

I. Abschnitt.

Silbergewinnung mittelst Quecksilbers (Amalgamation) [1].

Anwendbarkeit dieses Prozesses.

§. 63. Allgemeines. An Orten, wo man Gold- und Silbererze in hinreichender Menge (Mejico, Peru), aber kein Brennmaterial hatte, war man gezwungen, ein anderes Mittel als Wärme zur Abscheidung jener Metalle aufzusuchen und als solches hat sich das Quecksilber bewährt; ferner wenn Silbererze arm sind und wenig Blei enthalten (Bretagne, Sachsen, Mansfeld, Ungarn), wenn das Silber mit einem Salzbilder verbunden ist, wenn die Erze strengflüssig sind etc., so lässt sich oft ebenfalls die Amalgamation mit Vortheil anwenden.

Theorie der Silberextraction.

Die Silbergewinnung mittelst Quecksilbers beruht auf der Eigenschaft des letzteren, mit dem Silber eine Legirung zu bilden, welche durch Wärme zerlegbar ist.

Geschichtliches.

Ein Verfahren zur Entsilberung von Erzen gab zuerst in der Mitte des 16. Jahrhunderts *Bartolomé de Medina* in Mejiko an, und dasselbe führte *Fernandez de Velasco* in Peru ein (Amerikanische Haufenamalgamation). Im

---

[1]) *Karsten*, der Amalgamationsprozess. Dessen Arch. 2. R. I, 161. — *Winkler*, die europ. Amalgamation der Silbererze etc. Freiberg 1848.

Jahre 1784 wurde die Amalgamation von *Born* zu Wien in kupfernen Kesseln, dann von *Gellert* in feststehenden und zuletzt von *Ruprecht* in um ihre Achse beweglichen Fässern (**Europäische Fässeramalgamation**) in Ausführung gebracht. Die Amalgamation gewährt im Vergleich mit den Schmelzprocessen ausser dem Vortheil einer Brennmaterialersparung und Uebersichtlichkeit hauptsächlich noch den Vortheil, dass das Silber schnell ausgebracht und nicht, wie beim Schmelzen, lange Zeit in den Producten herumgeschleppt wird, weshalb auch die Silberverluste und Selbstkosten bei ersterer geringer ausfallen.

Vergleichung der Amalgamation mit den Schmelzprocessen.

Amalgamationsmethoden.

Man unterscheidet jetzt noch folgende 3 Methoden der Silberamalgamation:

1) **Europäische Fässeramalgamation.**
2) **Amerikanische Methoden.**
   a) **Haufenamalgamation.**
   b) **Das Anquicken in Kesseln.**
3) **Combinirte amerikanische und europäische Methode.**

Das Anquicken in Kesseln findet nur wenig Anwendung.

Erster Theil.

Europäische Fässeramalgamation.

Vergleichung der europäischen und amerikanischen Amalgamation.

§. 64. **Allgemeines.** Die europäische Fässeramalgamation [1]) ist vollkommener als die amerikanische Haufenamalgamation, indem man das Silber weit schneller und mit weit weniger Quecksilberverlust ausbringt, erfordert aber eine bedeutend grössere Anzahl von Maschinen. Bei beiden Methoden verwandelt man Silber in Chlorsilber (bei der europäischen durch Rösten mit Kochsalz, bei der amerikanischen durch Behandeln mit Kupfer- und Eisenchlorid), zerlegt dieses (resp. durch Eisen oder

[1]) *Winkler*, die europäische Amalgamation der Silbererze. 1848.

Quecksilber), sammelt das dabei ausgeschiedene Silber im Quecksilber an und trennt beide durch Erhitzen. Die europäische Methode wird sowohl für Erze, als auch für Kupfersteine, Speisen und Schwarzkupfer angewandt.

Erstes Kapitel.

Silbererzamalgamation.

Beschaffenheit der Erze

§. 65. Allgemeines. Nicht alle Silbererze eignen sich zur Amalgamation. Unerwünscht sind in den Amalgamationsbeschickungen Kupfer, Blei, Antimon, Arsen, und Zink, indem sich diese Metalle theils amalgamiren und demnächst das Silber verunreinigen (wie Cu, Pb, Sb) oder doch Silber- und Quecksilberverlust durch Verflüchtigung herbeiführen (Sb, Zn, As), oder der Ansammlung des Amalgams entgegenwirken und eine gewisse Menge desselben in den Rückständen zurückhalten (Pb). Ausserdem ist Zinkblende zu verwerfen, weil sie beim Rösten das Kochsalz wenig zerlegt [1]). Auch geht nach *Malaguti's* [2]) Versuchen die Hälfte des in der Blende enthaltenen Silbers durch Verflüchtigung verloren.

Ein Eisengehalt wirkt günstig, Mangan, Nickel und Kobalt nicht schädlich. In Bezug auf die erdigen Beimengungen hat die Erfahrung gelehrt, dass quarzige Erze für sich zwar ein reicheres Silberausbringen, aber ein unreineres Amalgam und grössere Quecksilber- und Eisenverluste, kalkige Erze zwar weniger Quecksilber- und Eisenverlust und reineres Amalgam, aber grössere Silberverluste (p. 228) geben. Durch Vermengung beider lässt sich erst der bestmöglichste ökonomische Ausfall erwarten. Thonige Erze sind schwer zu amalgamiren [3]).

---

[1]) Freib. Jahrb. 1850, p. 140.
[2]) *Dingl.*, CXV, 277.
[3]) *Dingl.*, CXV, 279: Ueber den Einfluss der Gangarten auf die Amalgamation.

Am besten qualificiren sich die reinern kiesigen Dürrerze von jedem nur möglichen Silbergehalt, nur muss man dann bei verschiedenen Silbergehalten die Erze mit Kochsalz und Quecksilber verhältnissmässig beschicken. Ein Kiesgehalt ist zur demnächstigen Chlorbildung beim Rösten des Erzes mit Na Cl erforderlich und der Gehalt daran wird durch die Rohsteinprobe (pag. 51) ausgemittelt. Fehlt es an Kies im Erze, so müssen taube Zuschläge von Schwefel- oder Magnetkies, Rohstein oder Eisenvitriol gegeben werden. Wascherz ist bei seinem feineren Korn erwünschter, als Pocherz.

§. 66. Beispiele für die Silbererzamalgamation.

Freiberg.

A) Verfahren zu Freiberg[1]).

Erze.

1) Erze und Amalgamirbeschickung. Es kommen hauptsächlich kiesige Erze mit 2 bis 50 und mehr Loth Silber zur Amalgamation, welche zweckmässig gattirt werden müssen. Dies geschah früher in der Weise, dass die Beschickung 7 bis 8 Loth Silber enthielt, in neuerer Zeit verarbeitet man verschiedenhaltige Erze von 3 bis 12 Loth im Ctr. für sich. Bei dem früheren Verfahren setzte man die Rückstände mit 1,5 Pfundtheilen ab. Zur Zeit werden die Rückstände von armen Erzen mit 1 Pfundtheil und weniger abgesetzt, die Rückstände von reichen Erzen aber mit 1,5 bis 2 Pfundtheilen nochmals geröstet und angequickt und dabei Rückstände mit 0,5 bis 0,8 Pfundtheilen Silber erhalten, wodurch sich das Metallausbringen nicht unwesentlich erhöht hat[2]). Der Rohsteinprobe nach muss eine arme Beschickung höchstens 36 %, eine reiche 18 bis 20 % Rohstein geben.

Beschickung.

Auf dem Schichtensaale wird zu unterst trocken gepochtes, darüber gewaschenes, dann wieder trocken gepochtes Erz und obenauf eine Schicht Kochsalz ausgebreitet. Solche 3 Lagen (120 Ctr. an Gewicht) bilden einen Aufzug und 4 derselben übereinander eine Be-

[1]) *Winkler*, c. l. p. 79. — *Karst.*, Met. V. — *Schubarth*, techn. Chem. 1851, p. 316.

[2]) Freib. Jahrb. 1846, p. 113; 1847, p. 61.

schickung. Diese wird umgeschaufelt, durch ein grobes Drathsieb geschlagen, zerklopft und in Röstposten getheilt.

Bei Zubereitung der Beschickung kommt es hauptsächlich auf einen richtigen Rohstein- und Kochsalzgehalt an. Bei armen Beschickungen beträgt letzterer gewöhnlich 10 %, bei reichen 13 bis 14 %[1]).

Rösten der Amalgamirbeschickung.

2) Rösten der Amalgamirbeschickung. Das Rösten, welches hauptsächlich die Bildung von Ag Cl bezweckt, ist eine der wichtigsten Vorarbeiten und muss sehr sorgfältig geschehen. Es wird in den sogenannten ungarischen Flammöfen[2]) (Bd. II, Taf. I, Fig 5 u. 6) ausgeführt. Die Röstpost, aus $4\frac{1}{2}$ Ctr. bestehend, wird ohne zu feuern auf dem dunkelroth glühenden Heerd sorgfältig ausgebreitet, fortwährend umgerührt und alle Klümper mit dem Klopfhammer zerpocht. Dann beginnt die erste Periode, das Anfeuern. Man feuert etwa 2 Stunden lang bei langsam steigender Temperatur unter stetem Umkrahlen, bis nach diesem Zeitpunct eine lichte Rothgluth sich zeigt und der Schwefel zu brennen anfängt. In der Anfeuerungsperiode sind meist nur weisse Dämpfe fortgegangen, welche grösstentheils aus $\dot{H}$, Sb, As und Zn bestehen. Mit dem ins Brennengerathen des Schwefels beginnt die zweite Periode, das Abschwefeln, wobei man, unter stetem Krahlen, das Feuer abgehen lässt, indem der verbrennende Schwefel eine hinreichende Temperatur liefert.

In dieser wiederum 2 Stunden dauernden Periode wirkt hauptsächlich die atmosphärische Luft oxydirend auf's Röstgut ein, es bilden sich unter Entwickelung von S theils basische und neutrale schwefelsaure Salze, theils freie Metalloxyde, aber theilweise bleiben auch die Schwefelungen unzersetzt, indem sie zuweilen nur, wenn sie als höhere Schweflungsstufen vorhanden, einen Theil Schwefel abgeben.

---

[1]) Vermehrter Kochsalzzusatz und verringerter Rohstein. Freib. Jahrb. 1843, p. 77.

[2]) Veränderung der Röstöfen. Freib. Jahrb. 1845, p. 56.

[illegible] die Tem- [illegible] und die [illegible] beginnt die [illegible] unter [illegible] Nach etwa ¾ Stunden ist [illegible]

In dieser Periode wirken die [illegible] Salze, namentlich das schwefelsaure Eisenoxyd auf das Kochsalz ein, indem sich theils [illegible] theils bei Gegenwart des aus der Flamme erzeugten und mit der atmosphärischen Luft zugeführten Wasserdampfs Chlorwasserstoffgas erzeugt:[1]

$$Na\,Cl + 2\,Fe\,S = Na\,S + 2\,Fe + Cl$$

$$Na\,Cl + Fe\,S + H = Na\,S + Fe + Cl\,H$$

Indem diese Gase die Röstpost durchdringen, zerlegt das Chlorgas hauptsächlich die noch unzersetzten Schwefelungen unter Bildung von flüchtigen (S, As, Sb, Fe, Zn) und festen (Au, Ag, Cu, Pb, Ni, Co, Fe, Mn) Chloriden. Das salzsaure Gas verwandelt aber hauptsächlich die oxydirten Metallverbindungen in Chloride. Die Chlorsilberbildung beginnt schon in der Abschwefelungsperiode, geschieht aber hauptsächlich beim Gutrösten.

Die chemischen Vorgänge bei dem Rösten einer Amalgamirbeschickung ergeben sich aus der Bd. I. p. 31 befindlichen Zusammenstellung.

Bei guter Röstung sieht das Röstgut braun aus und enthält fast alles Silber als Ag Cl. Im entgegengesetzten Falle bleibt viel Ȧg unzersetzt und die Rückstände werden reich. Um über den Gang der Röstung ein Anhalten

[1]) *Nach Marilly* Ann. d. min. 5 sér. Tom. VI. p. 100; Polyt. Centr. 1855. p. 994) haben sich für die Condensation der entweichenden salzsauren Gase durch Wasser feucht erhaltene und mit Kalk überstreute Coks am wirksamsten erwiesen: für schweflige Säure Wasser und Kalk, für salpetrige Säure Wasser allein. — *Stöckhardt* über die Einwirkung des Rauches der (Freiberger) Silberhütten auf die benachbarte Vegetation in B. u. H. Ztg. 1850 p. 344; Bgwfd. XIII. 609. — *Williams* über den Rauch der Kupferhütten in Mining Journ. 1854. p. 796.

zu haben, macht man folgende Probe: Aus einem abgewogenen Quantum Röstgut wird auf einem Filter das Chlorsilber so lange mit Kochsalzlösung ausgezogen, als ein in's Filtrat getauchtes Kupferblech von ausgefälltem Silber noch weiss beschlägt (*Augustin's* Prozess). Der ausgesüsste und getrocknete Rückstand wird dann mittelst der Ansiedeprobe auf Silber untersucht. Röstprob

Zur Röstung von 100 Ctr. Erz sind 28 — 32 Dresdner Scheffel Steinkohlen à 4,7 Cubfss. und auf 100 Scheffel Kohlen noch $^1/_{10}$ Schragen $^6/_4$elliges Anzündholz erforderlich. Der Röstabgang beträgt 10 %, worunter mehrere % Silber. Beim Rösten erhält man folgende Producte:

Producte.

a) Röstmehl, wird durchgeworfen.

b) Flugstaub, welcher sich theils in den Kämmern mit 4 bis 6 Loth Silber, theils in den Essen mit etwa 1 Loth Silber ansetzt. Kommt wieder zur rohen Beschickung.

Mechanisc Behandlung Röstmehle

3) Das Durchwerfen, Sieben und Mahlen des Röstmehls. Das Röstmehl wird durch einen Durchwurf mit 4 Löchern pro Quadratzoll geworfen; dabei erfolgt:

a) Röstgröbe, wird nach gehörigem Ausklauben der Unreinigkeiten mit der Siebgröbe weiter verarbeitet.

b) Durchwurffeines, wird durch Siebe mit 20 Oeffnungen pro Quadratzoll geworfen. Hierbei resultirt:

α) Siebmehl, kommt zum Mahlen, wobei erhalten wird:

a) Mehl, kommt zum Anquicken.

b) Schrot (Grobes), wird wieder auf die Mühle gebracht.

β) Siebgrobes, wird auf der Mühle nebst der Röstgröbe geschroten, dann mit 2 % Kochsalz beschickt und mit dem übrigen Röstmehl weiter verarbeitet.

Anquicken

4) Das Anquicken. Dieses geschieht in eichenen, mit einem Hauptspund versehenen Fässern *a* (Bd. I, Taf. V, Fig. 106), welche mittelst eines aufsitzenden gezahnten Ringes *b* durch die Kammräder *d* der Wasserradwelle in rotirende Bewegung versetzt und nach Belieben durch Ausrücken einzeln wieder in Ruhe gebracht werden können.

Das Anquicken zerfällt in folgende 3 Perioden:

a) die Quickbreibildung, welche mit dem Einfüllen von Wasser und Mühlmehl beginnt. Aus dem Was-

serkasten *h* (neuerdings durch eine Röhrenleitung) lässt man 3 Ctr. Wasser durch ein Rohr *i* in jedes Fass (à $15^3/_4$ Cubfss. Inhalt), dann aus dem Füllkasten *e* durch die Lutte *f* 10 Ctr. Mühlmehl. An der Lutte befindet sich ein Zwillichsack *g*, vorn mit einem Blechrohr versehen, welches ins Spundloch passt. Gleichzeitig werden noch in jedes Fass 100—110 Pfd. Stabeisen in 1zölligen Würfeln eingethan, der Spund geschlossen und das Fass 2 Stunden lang langsam (14—16 Mal pro Minute) um seine Achse bewegt.

Das Wasser soll hierbei alle löslichen Salze aufnehmen und dadurch die Chlorsilbertheilchen bloslegen, ferner die einzelnen Erdtheilchen mechanisch trennen, damit Eisen und später Quecksilber besser darauf einwirken können und endlich eine zur Unterhaltung des galvanischen Prozesses nöthige Lauge bilden.

Das Eisen wirkt in dieser Periode zersetzend auf's Eisenchlorid und Kupferchlorid, indem es dieselben in, dem Quecksilber unschädliche, Chlorüre verwandelt. Die Chloride des Kupfers und Eisens würden einen Theil des Quecksilbers in Chlorür überführen, welches dann wirkungslos in dem Rückstande bliebe und verloren ginge. Gleichzeitig wird durch das Fe etwa in Na Cl aufgelöstes Ag Cl, Au Cl, Cu Cl als metallisches Silber, Gold und Kupfer abgeschieden, welche Metalle sich demnächst mit dem Quecksilber verbinden.

Sobald der Quickbrei[1]) die gehörige Consistenz hat, beginnt

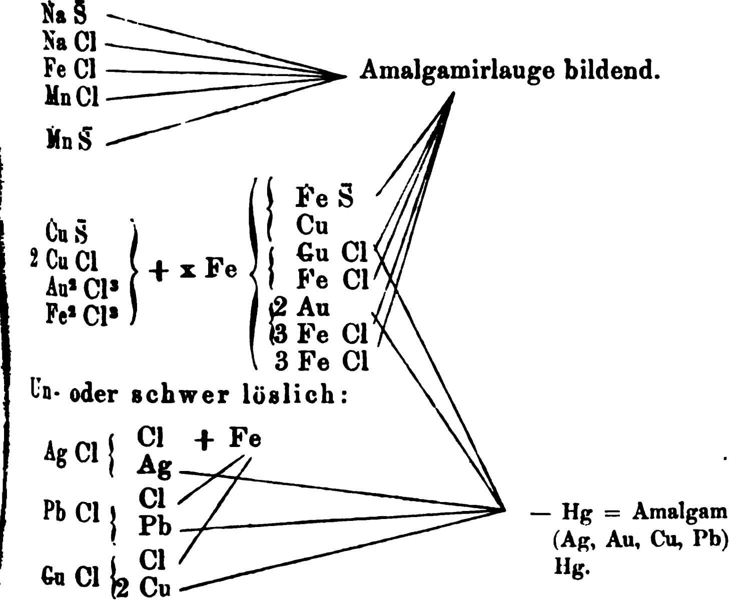
b) die zweite Periode, die eigentliche Verquickung. Man lässt 5 Ctr. des aus dem Hauptreservoir durch die Röhrenleitung H kommenden Quecksilbers durch ein Gerenne in jedes Fass ein, verspundet dasselbe wieder und lässt es 20 Stunden lang 20—22mal pro Min. umgehen. Hierbei findet die fernere Zersetzung des Chlorsilbers durch eine galvanische Thätigkeit statt, herbeigeführt durch das positive Eisen, das negative Quecksilber und die Salzlauge als feuchten Leiter; das

---

[1]) Quickbrei, anstatt durch Wasser durch Kochsalzlösung gebildet: Freib. Jahrb. 1844. 127.

negative Chlor verbindet sich mit dem Eisen, das positive Silber mit dem negativen Hg. Durch die bei diesem galvanischen Prozesse entwickelte Wärme wird derselbe befördert. Neben dem Chlorsilber werden auch durch diese galvanische Thätigkeit andere Metallverbinbindungen, namentlich die des Cu, Pb, Sb, Au theilweise zersetzt und diese Metalle ins Quecksilber geführt, so dass im Allgemeinen folgender Prozess in den Anquickfässern vorgeht:

Im Wasser oder Na Cl ganz oder theilweise lösliche Verbindungen:



c. Die dritte Periode der Absonderung des Amalgams von den Rückständen. Das in dem zähen Quickbrei fein zertheilte Amalgam wird dadurch zur Absonderung von demselben gebracht, dass man das arretirte Fass zu $^2/_3$ voll Wasser füllt und dann noch 2 Stunden lang langsam, etwa 8—9mal pro Min., umgehen lässt. Hierauf zapft man zunächst das Amalgam mittelst eines Hahnes ab, welcher in das kleine Spundloch, welches sich in dem grossen Spund befindet, eingesteckt

wird. Der Hahn ist mit einem durch eine Schraube verschliessbaren Lederschlauch versehen, der in die trichterförmige Mündung eines Knierohrs gesteckt wird, welches in die Quecksilberablassröhre *n* führt. Bei nach unten gedrehtem Fasse und der eben erwähnten Vorrichtung fliesst das Amalgam in die Rinne *n* und von da in die Amalgamkammer. Sobald Rückstände in den Schlauch treten, so wird er zugeschroben, der grosse Spund herausgenommen und das Fass auf die Seite gelegt, so dass nicht die Eisenstücke herausfallen, wohl aber die Rückstände in das Rückstandsgerenne *m* über die geneigte Fläche *l* abfliessen können, indem man durch Einschieben des Vorsetzers *o* ein Vollspritzen des Anquicksaales verhindert.

Rückstandsarbeiten.

5) Weitere Verarbeitung der Rückstände. Aus dem Gerenne *m* gelangen Lauge und Rückstände aus je 5 Fässern durch eine mit einem eisernen Gitter versehene Lutte in einen tiefer liegenden Waschbottich von der Gestalt eines umgekehrten, abgestumpften Kegels, in welchem durch einen Rechen der mit Wasser verdünnten Masse eine stete kreisförmige Bewegung ertheilt wird. Hierbei setzt sich noch vorhandenes Amalgam zu Boden, während die überstehende Trübe nach und nach durch 3 über einander befindliche Spundlöcher in Sümpfe abgelassen wird. Die sich hierin niederschlagenden Rückstände setzt man ab bei einem Gehalt von $^1/_4$—$^1/_2$ Loth Silber, die klare Lauge wird auf Quicksalz (noch nicht völlig reines $\dot{Na}\,\dddot{S}$), Glaubersalz (durch Umkrystallisiren des Quicksalzes erzeugt) und auf Düngesalz verarbeitet. Letzteres, in lehmreichen Gegenden ein vorzügliches Düngemittel, resultirt, wenn man die letzten Mutterlaugen von der Quicksalzbereitung mit gelöschtem Kalk versetzt. In neuerer Zeit ist die Quicksalzbereitung weggefallen. Indem man immer einen gewissen Vorrath im Waschbottich lässt, arbeitet man auf diese Weise 6 bis 7 Wochen lang unter steter Zulassung von neuen Rückständen, dann wird der Bodensatz mit einer blechernen Kanne behutsam in hölzerne Fässchen ge-

chöpft, welche in Trichtern stehen. Während sich nun ie Fässchen mit Amalgam füllen, fliessen oben Lauge nd Rückstände in den Trichter über und gelangen von ier in ein kleines Gefäss, wo sich noch Amalgam sammeln kann, während die Trübe in Sümpfe abgeführt wird. Das amalgamhaltige Quecksilber wird dann in halbkugelförmige steinerne Tröge gegossen, wobei sich noch Rückstände im Wasser abscheiden die man zu dem Schlamm m Bottich überschöpft.

Während das Waschbottichamalgam wie das gute Amalgam behandelt wird und demnächst nach dem Ausglühen das sogenannte Waschbottichmetall gibt, so quickt man diesen Schlamm nochmals mit Fe, Hg und etwas $\dot{H}$ an, und verwendet das dabei erhaltene Amalgam zur Erzverquickung, während die endlichen Rückstände hiervon getrocknet und an die Schmelzhütten abgegeben werden.[1])

Auspressen des Amalgams.

6) Auspressen des Amalgams. Das Amalgam wird durch die Rinne *n* in Zwillichbeutel geführt, welche in der Amalgamkammer aufgehängt sind. Vermöge seiner eigenen Last läuft das Hg anfangs von selbst durch die Poren in ein untergesetztes Reservoir, später aber muss, wenn der Druck nachlässt, die Abscheidung des überschüssigen Hg vom Amalgam durch Pressen mit den Händen vollendet werden. Presst man zu scharf, so wird das durchlaufende Hg zu silberhaltig, gewöhnlich hält es kaum 1 Loth.

Das in den Beuteln zurückbleibende Amalgam enthält 84—85% Hg, 10—12% Ag und 4—6% Cu, Pb, Sb.

Weit unreiner ist das Waschbottichamalgam, welches

---

[1]) *Plattner* über den Gold- und Silbergehalt der Amalgamirrückstände. B. u. h. Ztg. 1848. p. 628, 649.

Zusammensetzung der Amalgamirrückstände *Erd.* J. XIX. 118. Verschmelzen derselben Freib. Jahrb. 1848. 78, 80. B. u. h. Ztg. 1849, p. 180.

namentlich viel Blei und Kupfer enthält und für sich ausgeglüht wird.

Ausglühen des Amalgams.

7) Ausglühen des Amalgams. Zur Zerlegung des ausgepressten Amalgams bedient man sich der Einwirkung des Feuers. Hierbei verflüchtigt sich das Quecksilber und das Silber bleibt mehr oder weniger unrein, als sogenanntes Tellersilber. Tellermetall, Ausglühsilber, Ausglühmetall zurück. *Violette*[1]) empfiehlt beim Ausglühen des Amalgams die Anwendung von überhitztem Wasserdampf.

Im Allgemeinen sind folgende Ausglühmethoden gebräuchlich:

a) Das Ausglühen unter der Glocke. Dieses ist das ältere Verfahren. Die an der Stange *d* befindlichen Teller *c* (Bd. II. Taf. III. Fig. 38) werden mit Amalgam gefüllt. Die ganze Vorrichtung steht in einem eisernen, mit einem hölzernen Kasten umgebenen Fasse, welche beide Gefässe durch fliessendes Wasser stets voll erhalten werden. Ueber dieser Vorrichtung, die Teller hermetisch abschliessend, steht eine gusseiserne Glocke *a*, welche den von Mauerwerk gebildeten Ofenschacht *b* nicht vollständig ausfüllt. Dieser ist an der Vorderseite offen und mit einer Thüre verschliessbar. Soll der Prozess beginnen, so legt man über die Wasserkästen einen eisernen Ring, schliesst die Ofenthür und füllt den Schacht mit glühenden Kohlen, wobei die Temperatur weder zu hoch noch zu niedrig sein darf, im Anfang schwächer als zuletzt. Nach 8 Stunden lässt man die mit 3 bis 4 Ctr. Amalgam gefüllte Vorrichtung erkalten und erhält dann folgende Producte:

α) Wasser. Das Wasser aus dem hölzernen Kasten wird abgezapft, das aus dem eisernen aber behutsam abgeschöpft und der letzte Rest mittelst eines Schwammes weggesogen. Alles Wasser lässt man durch Sümpfe gehen.

β) Quecksilber, wird aus dem eisernen Fass geschöpft und abermals zum Anquicken verwandt.

---

[1]) B. u. h. Ztg. 1851. p. 49.

γ) Tellersilber, wird eingeschmolzen und gereinigt.

Das Ausglühen in Glocken gestattet zwar hermetischen Verschluss, erfordert aber viel Zeit und Brennmaterial, ohne dass die Abscheidung des Quecksilbers vollkommen geschieht. Durch öfteres Springen der Glocken entsteht leicht Quecksilberverlust und man hat kein anderes Kennzeichen für die beendigte Operation, als die Erfahrung.

b) Das Ausglühen in Retorten. Dieses Verfahren[1]), zuerst von *Lampadius* versucht, hat die erstere Methode gegenwärtig fast ganz verdrängt, indem sie weniger Brennmaterialaufgang, einen geringeren Quecksilberverlust und eine bessere Leitung der Operation gestattet.

Vier gusseiserne Pfännchen mit je 1 Ctr. Amalgam werden in eine elliptische Retorte geschoben, diese an der Vorderseite verschlossen und anfangs mit Torf, dann mit Steinkohlen erhitzt. Die Quecksilberdämpfe treten alsdann durch den an der Hinterseite des Ofens verlängerten Retortenhals in einen Condensationsraum.

Umschmelzen des Ausglühmetalles.

8) Reinigung des Ausglühmetalls durch Umschmelzen in eisernen Tiegeln. Das Ausglühmetall hat ein knospenartiges Ansehen und ist noch mit verschiedenen anderen Metallen verunreinigt, hauptsächlich mit Cu, Sb und Pb. Man reinigt dasselbe durch Umschmelzen in eisernen Tiegeln (pag. 197) und gibt das Product mit einem Feingehalte von 10 Loth als kupferhaltiges Raffinatsilber an die Münze ab.

Metallverlust

9) Metallverluste bei der Amalgamation. Der Silberverlust beträgt 3 bis $4^1/_2$ % und entsteht durch Verflüchtigung beim Rösten und Umschmelzen, Zurückbleiben im Quecksilber und durch Verstäuben. Der Quecksilberverlust macht etwa 1,41 Loth auf 1 Ctr. Amalgamirerz aus und entsteht theils durch Verchlorung, theils durch Zerschlagung, theils durch Verflüchtigung.

Die Betriebsergebnisse des Amalgamirwerkes waren in den Jahren 1852 und 1853 folgende:

---

[1]) Freib. Jahrb. 1841. p. 108; 1842 p. 106; 1846 p. 113; 1847 p. 62. *Lamp.*, Fortschr. 1839. p. 88.

Jahr	Ueber 1 täglichen Röstofen wird verröstet	Der Ctr. Erz und Zuschlagerz enthielt Silber	Im Einkaufe kostet 1 Ctr. Erz	Desgl. 1 Pfd. Silber	Auf 100 Ctr. Erz wurden verbraucht: Holzkohlen	Schieferkohlen	Waschkohlen	Cokslösch	Sinter	Torf	Kochsalz	Quecksilber	Eisenplatten	Schwefelsäure	Auf 1 Ctr. Erz kommen für: Zuschläge	Brennmaterial	Arbeitslohn
	Ctr.	Pfdthl.	Thlr. Ngr. Pf.	Thlr. Ngr. Pf.	Korbe	Ctr.	Ctr.		Scheffel	Korbe.	Ctr.	Pfd.	Ctr.	Pfd.	Thlr. Ngr. Pf.	Thlr. Ngr. Pf.	Thlr. Ngr. Pf.
1852	26,26	16,26	3 12 2,74	21 3 —	0,01	58,4	—	1,11	5,97	0,34	10,92	2,30	0,62	0,008	— 5 4,47	— 5 0,79	— 5 6,90
1853	21,42	16,57	3 15 8	21 8 6	0,03	66,6	—	1,49	8,23	0,34	11,52	2,73	0,88	0,04	— 5 8,19	— 5 9,20	— 6 3,95

Jahr	Aufwand für: Administrationskosten	Allgem. Betriebskosten	Unterhaltungskosten	Insgemein	Handelskosten	Summa	Metallausbringen	Werth des erlangten Metalls pro Pfd. Silber	Silberverlust	Verlust pro Ctr. Erz an Silber	Auf 1 Ctr. Erz berechnet sich der Metallwerth	Nebeneinnahmen	Gesammteinnahme	Hiergegen Gesammt-Aufwand
	Thlr. Ngr. Pf.	Thlr. Ngr. Pf.	Thlr. Ngr. Pf.	Thlr. Ngr. Pf.	Thlr. Ngr. Pf.	Thlr. Ngr. Pf.	pCt.	Thlr. Ngr. Pf.	pCt.	Ngr. Pf.	Thlr. Ngr. Pf.	Thlr. Ngr. Pf.	Thlr. Ngr. Pf.	Thlr. Ngr. Pf.
1852	1 0,84	- - 1 8,92	— — 7,27	— — 0,27	— — 0,04	— 20 8,45	96,94	29 23 9,93	3,06	4 4,4	4 21 0,4	— — 4,6	4 21 5,7	4 9 —
1853	— 1 1,91	— 2 1,40	— 3 1,97	— 1 0,53	— — 0,02	— 25 7,21	98,31	29 24 —	1,69	2 5,0	4 25 6,91	— — 0,1	4 25 7,0	— — —

B. **Das Verfahren zu Arany-Idka**[1]) in Ungarn weicht von dem Freiberger nicht wesentlich ab. Man verarbeitet daselbst antimonialische Erze, gewöhnlich mit $1^1/_2$ — 5 Loth, seltener mit bis 20 Loth Silber und darüber.

Verfahren Arany-Idk

C. Zu **Joachimsthal**[2]) werden ärmere Silbererze amalgamirt, reichere aber, um einen zu grossen Silberabgang zu vermeiden, mit Bleierzen verschmolzen (Bd. II. p. 97).

Verfahren Joachimsth

Zweites Kapitel.

Kupfersteinamalgamation.

§. 67. **Allgemeines.** Bei der Steinamalgamation kommen im Allgemeinen dieselben Manipulationen vor, wie beim Verarbeiten von Erzen. Nur beschickt man den roh gerösteten Stein mit Kochsalz und Kalk, sümpft die Masse ein und röstet sie nach gehörigem Trocknen gaar. Diese Modification hat in dem Kupfergehalt der Steine ihren Grund und bezweckt im Allgemeinen die Umwandlung des Chlorkupfers in Kupferoxyd, weil ersteres mit Quecksilber zusammengebracht, einen Theil desselben verchlort. Es bildet sich nämlich bei der Einwirkung des Na Cl auf den roh gerösteten Stein (welcher $\dot{C}u\,\ddot{S}$, $\dot{A}g\,\ddot{S}$, $\dot{F}e\,\ddot{S}$ enthält) $Fe^2\,Cl^3$, Cu Cl und Ag Cl. Der Kalk zerlegt alsdann, ohne das Ag Cl zu verändern, das $Fe^2\,Cl^3$ und Cu Cl in Oxydhydrate unter Bildung von Ca Cl. Hierin ist die bei der Amalgamation gemachte Erfahrung begründet, dass ein Kalkzuschlag den Quecksilberverlust verringert, dagegen aber das Silberaus-

Abweichu von der I amalgama

---

[1]) *Winkler*, c. l. p. 65, 78, 94. — Brgwfr. V. 385. *Erdm.*, J. f. pr. Chem. XI. 354. — *Lamp.*, Fortschr. 1839. p. 126.

[2]) Jahrb. d. k. k. geolog. Reichsanst. 1851. No. 3 p. 53.

bringen benachtheiligt, indem wahrscheinlich bei Vorhandensein von $\dot{A}g\ \dot{S}$ vom $\dot{C}a$ etwas $\dot{A}g$ gefällt wird. Das nachfolgende Gaarrösten bezweckt dann die vollständige Zersetzung der rohen Steinkerne und die völlige Verchlorung des Ag durch das Cl des zerlegten Na Cl. Darin, dass kleine Ueberreste $\dot{A}g$ unvermeidlich zurückbleiben, ist die Steinamalgation der Erzamalgamation ähnlich.

Anwendbarkeit der Lechamalgamation.

Die Amalgamation der Leche erscheint nur dann vortheilhaft, wenn sie nicht zugleich Gold enthalten und ein Mangel an Blei und Brennmaterial vorhanden ist; im Gegentheil dürfte eine Armverbleiung, welche ohne alle Vorarbeit den Rohlechen schon $^1/_8$ ihres Silbers und die Hälfte des Goldes zu entziehen vermag, den Vorzug verdienen.

§. 68. Beispiele.

Früheres Verfahren im Mansfeldischen.

A. Mansfeldsche Kupfersteinamalgamation.[1]) Früher wurden die Mansfelder Kupfersteine auf Schwarzkupfer verschmolzen und dieses der Saigerhütte zu Hettstädt übergeben. Seit 1831 wurde aber die Saigerung durch die Amalgamation der 48—53% Cu, 9—10 Loth Silber und an 27% Fe haltigen Kupfersteine auf der Gottesbelohnungshütte verdrängt, indem letztere das Silber vollständiger ausbrachte und ein besseres Kupfer lieferte. Ein Ctr. Kupfer kam z. B. dabei auf 8 Thlr. 14 Sgr. 1 Pf. zu stehen, der Silberverlust betrug 11—12%, der Quecksilberverlust 2 bis 3 Loth pro Ctr. Kupferstein. Seit einigen Jahren ist jedoch die Steinamalgamation dem noch einfacheren und wohlfeileren *Ziervogel*'schen Verfahren (§. 83) gewichen.

Freiberger Versuche.

B. Versuche der Rohsteinamalgamation zu Freiberg[2]). Man machte dabei die Erfahrung, dass man entweder, um arme Rückstände zu erhalten, viel Quecksilber opfern, oder, um Quecksilber zu sparen, mit

---

[1]) *Winkler*, europ. Amalg. 1848. p. 140. *Russegger's* Reisen IV. 718. *Elsner*, Theorie der Mansfld. Kupfersteinröstung Bergwfr. IX. 495.
[2]) *Winkler*, Europ. Amalg. 1848. p. 187. Freib. Jahrb. 1838. p. 61.

einer unvollkommnern Entsilberung zufrieden sein musste. In neuester Zeit sind die Versuche wieder aufgenommen.

C. Zu Cziklowa[1]) im Banat wurden Concentrationssteine mit 20 — 25 Pfd. Kupfer und 5 — 14 Loth Silber amalgamirt, nachdem dieselben zu einem mittleren Gehalt von 24 Pfd. Kupfer und 8 bis 9 Loth Silber gattirt waren. Der Silbergehalt der Rückstände beträgt 1 Loth und der Silbergehalt des daraus dargestellten Kupfers 4 Loth.

Banater Verfahren

Drittes Kapitel.

Speiseamalgamation.

Schwierigkeiten dieses Verfahrens

§. 69. Allgemeines. Die Amalgamation von silberhaltigen Speisen der Blaufarbenwerke ist im Allgemeinen schwierig, indem leicht rohe Speisetheilchen zurückbleiben. Diese sind nur durch ein höchst sorgfältiges Rösten und Mahlen zu vermeiden. Ein Rohrösten (Vorrösten) thut in Bezug auf die Entfernung des Arsens gute Dienste. Zur Zerlegung des reichlich anzuwendenden Na Cl sind Zuschläge von $\dot{F}e\ \ddot{S}$ erforderlich.

§. 70. Beispiele.

Sächsisches Verfahren

A. Methode zu Oberschlema in Sachsen[2]). Man verarbeitet hier seit 1827 Kobaltspeise mit durchschnittlich $4\frac{1}{2}$ Loth Silber; die demnächstigen Rückstände halten $\frac{1}{2}$ Lth. Silber. Der Silberverlust soll 13 % betragen, der Quecksilberverlust pro 1 Ctr. rohe Speise $1\frac{1}{2}$ Loth.

---

1) *Wehrle*, Hüttenk. II. 492.
2) *Winkler*, Europ. Amalg. 1848. p. 192. *Lamp.*, Fortschr. 1839. p. 129.

Viertes Kapitel.

Schwarzkupferamalgamation.

Theorie.

§. 71. Allgemeines. Die Schwarzkupferamalgamation beruht auf der Erfahrung, dass das im Schwarzkupfer vorkommende metallische Silber ohne Gegenwart von Schwefel oder Arsen das Kochsalz bei lichter Rothglühhitze zerlegt, wobei sich um so mehr Chlorsilber bildet, je inniger das Kupfer mit dem Kochsalz in Berührung kam. Gleichzeitig bildet sich Kupferchlorid, welches ebenfalls an das metallische Silber unter Bildung von Chlorür Chlor abgibt. Die Schwarzkupferamalgamation erfordert, ebenso wie die der Erze, ein grösseres Uebermaass von Kochsalz und scheint beinahe wegen ihrer Einfachheit und ihres bessern Silberausbringens den Vorzug vor der Steinamalgamation zu verdienen, wenn nicht die schwierigere Zerkleinerung und die Kosten für das vorherige Schwarzmachen vielleicht jene Vortheile aufheben. Dabei ist indess zu berücksichtigen, dass, wenn 3 Ctr. Stein etwa 1 Ctr. Schwarzkupfer mit dessen Silbergehalt liefern, bei der Amalgamation der Schwarzkupfer nur $^1/_3$ der Menge zu verarbeiten ist, also die Amalgamirkosten auf $^1/_3$ herabgehen.

…erung und …lgamation.

Vor der Saigerung blei- und goldfreier Schwarzkupfer hat die Amalgamation entschiedene Vortheile; die Arbeiten dabei sind einfacher und wohlfeiler und liefern ein besseres Gaarkupfer bei geringerem Silberverlust. Bei bleiischen Kupfern (Offenbanya in Siebenbürgen) bietet sie geringere Vortheile dar, und da, wo gleichzeitig aus dem Schwarzkupfer Gold ausgebracht werden soll, ist die Saigerung vortheilhafter [1]).

§. 72. Beispiele.

---

[1]) Vergleichung zwischen der Saigerung, Amalgamation, Kupferauflösung und dem Abdarrprozess: *Wehrle*, Hüttenkunde II, §. 1104, p. 492.

A) Verfahren zu Schmöllnitz in Ungarn [1]. Schmöllnitz. Schwarzkupfer mit 11 — 15 Loth Silber und 85 — 89 % Kupfer wird in Flammöfen geglüht, glühend gepocht und das Pochmehl durch Sieben und Mahlen völlig fein gemacht. Man röstet alsdann in Posten von 4 Ctr. bei 7 — 9 % Kochsalzzuschlag, rättert und mahlt die geröstete Beschickung und quickt sie an. Eine Fassfüllung besteht aus 12 — 15 Ctr. Schwarzkupfermehl, 12 — 15 Kannen Wasser, 1 Ctr. Kupferkugeln (anstatt Eisens) und 4 Ctr. Quecksilber.

Der Silberverlust beträgt 4¾ %, wovon etwa nur 1½ % in den Rückständen und durchschnittlich ½ Loth Silber in dem Gaarkupfer bleibt; bei der Saigerung zu Tajowa hat man 27 % Siberverlust und lässt im Gaarkupfer 2 Loth Silber. Der Kupferverlust ist gering, nämlich 2 %, der Quecksilberverlust aber bedeutend, etwa 4 Loth pro Ctr. Schwarzkupfer.

B) Verfahren zu Offenbanya in Siebenbürgen [2]. Offenbanya. Schwarzkupfer mit 10 Pfd. Blei werden mit 12 % Na Cl, 1 % $\dot{Fe}\,\bar{S}$ und 3 % $K\,\ddot{\ddot{N}}$ zur Oxydation des Bleies 6 Stunden geröstet, dann gemahlen, wieder geröstet, gemahlen und verquickt.

Im Jahre 1830 betrugen die Unkosten pr. Mrk. Silber beim Amalgamiren 18 Gr. 8 Pf., beim Saigern 3 Thlr. 4 Gr. 9⅜ Pf.

C) Zu Cziklowa [3] im Banat wird Schwarzkupfer mit 8 Loth Silbergehalt im gepochten und gemahlenen Zustande mit 10 % Kochsalz und 3 — 4 % Kies in Posten von 4 Ctr. geröstet und in Fässern amalgamirt. Das Tellersilber gibt nach dem Umschmelzen 15½ — 15¾löthiges Silber. Die verwaschenen Rückstände werden mit Schwarzkupferschlacke auf Schwarzkupfer verschmolzen,

---

[1] *Winkler*, europ. Amalg. 1848, p. 154. — *Hartmann*, Repert. II, 483. — *Prechtl*, Encykl. I, 257. — *Lampad.* II, 2, p. 211; Suppl. I, 50. — *Erdm.*, J. XI, 390. — *Lampad.*, Fortsch. 1839, p. 128.

[2] *Winkler*, Amalg. 1848, p. 161.

[3] Ann. d. min. 4 sér. X, 577. — *Karst.*, Arch. 1. R. IX, 416. — *Rammelsberg*, Met. p. 308. — Oestr. Zeitschr. 1853, p. 807. — Bg. u. h. Ztg. 1848, p. 33.

welches man im Spleissofen gaar macht. Man producirt jährlich 500—1200 Mrk. Silber und an 2000 Ctr. Kupfer.

Zweiter Theil.

Amerikanische Haufenamalgamation [1].

Verfahren.

§. 73. Allgemeines. Sie beschränkt sich nur auf die Entsilberung von Erzen und besteht im Wesentlichen darin, dass man die nass gemahlenen Erze auf dem Amalgamirhof in Haufen (sogenannten Montonen) von 15, 20 oder 32 Ctr. Inhalt aufstürzt, indem man 2—20 % Kochsalz zusetzt. 40 — 50 solcher Haufen bilden eine Torta. Nach einigen Tagen erfolgt die sogenannte Incorporation, das Durchtreten (Trituriren) der Haufen durch Menschen, Pferde oder Maulesel, dann überstreut man sie mit 1 — 6 % Magistral (einem Gemenge von $\dot{F}e\,\dddot{S}$ und $\dot{C}u\,\dddot{S}$), wiederholt das Trituriren, ebnet dann die Haufen und presst alle 10 — 20 Tage Quecksilber durch Tücher in einem feinen Regen über die ganze Fläche. Dann triturirt man von Neuem und wiederholt dies ein um den andern Tag so lange (2—5 Monate), bis die Entsilberung beendigt ist, welchen Punkt zu erkennen, lange Erfahrung und einen scharfen Blick erfordert. Eine genommene Probe wird geschlämmt und aus dem Ansehen des Amalgams der Stand des Prozesses beurtheilt.

Die Trennung des Amalgams von den Rückständen geschieht in Waschbottichen mit beweglichem Quirl, das Ausglühen des Amalgams in einem Glockenofen.

Theorie [2].

Während sich bei dem europ. Verfahren Ag Cl auf

---

[1]) *Schubarth*, techn. Chem. 1851. II, 312.

[2]) B. u. h. Ztg. 1845, p. 671. — *Karst.*, Met. V, 588. — B. u. h. Ztg. 1852, p. 817. — *Grützner*, die Augustinsche Silberextraction 1851, p. 82.

ockenem Wege im Röstofen bildet, so erzeugt sich das-
elbe in den Montonen auf nassem Wege. In den feuch-
en, mit Metall- und Natronsalzen durchdrungenen Mon-
onen findet bei Luftzutritt in der Sonnenwärme des
eissen Klimas rasch eine Verwitterung statt, die im Erze
nthaltenen Schwefelungen, so z. B. das Ȧg, oxydiren
ich allmälig. Bei der Einwirkung des Magistrals (Ḟe S̈
nd Ċu S̈) aufs Na Cl erzeugt sich Ṅa S̈, Ḟe Cl^3 und
a Cl, welche an das fein zertheilte, im Erze enthaltene
egulinische Ag Chlor abgegeben, während sich das beim
erwittern gebildete Ȧg S̈ direct mit Na Cl umsetzt.
ugleich findet eine chlorirende Einwirkung des Kupfer-
nd Eisenchlorides, ausser auf die andern Schwefelmetalle,
uch auf das Schwefelsilber statt. Sehr häufig verbindet
ich das Silber dann erst mit Chlor, nachdem fast alle
asselbe begleitenden Metalle in Chlorüre verwandelt
ind; in Folge dessen können die Rückstände reich an
ilber ausfallen. Während der Silberverlust bei der Fäs-
eramalgamation 5—9 % beträgt, so kommt er in Mexico
ei der amerikanischen Methode zuweilen auf 35 %[1]).

Das Magistral muss möglichst viel Oxydsalz enthalten,
eshalb ein solches mit vorwaltendem Ċu S̈ besser zum
iele führt, als ein solches mit überschüssigem Ḟe S̈.
ibt man nun Quecksilber in die Haufen, so übernimmt dieses
ie Zerlegung des Ag Cl allein, indem es sich zwischen Ag
nd Cl unter Bildung von Quecksilberchlorür theilt. Es
uss demnach hierbei ein grösserer Quecksilberverlust
ntstehen, als bei der europäischen Amalgamation, wo
ie Zersetzung des Ag Cl durch die galvanische Wirkung
es Fe und Hg geschieht, indem sich das Ag mit dem
Ig, das Cl mit dem Fe verbindet. Der grösste
heil des aus den Erzen gewonnenen Silbers soll
ach Einigen durch die unmittelbare Einwirkung des

---

[1]) *Dingl.* CXV., 289

Quecksilbers auf das Schwefelsilber in das Quecksilber gebracht.

Während die Verwitterung der Erzmasse, die Bildung und Wiederzerlegung des Hornsilbers und die Amalgamation des Silbers einen Prozess ausmachen, so sind dies in Europa zwei scharf getrennte Prozesse, nämlich Röstung und Anquickung.

Durch die in dem Haufen vor sich gehende chemische Verbindung wird eine erhöhte Temperatur erregt, welche aber, ohne den Quecksilberverlust zu steigern, nicht zu bedeutend werden darf. Man hat sie durch abwechselnde Zuschläge von Kalk und Magistral in der Gewalt.

Letzteres geht mit dem $Na\,Cl$ chemische Verbindungen ein und erregt dabei Wärme, durch Zuschlag von Kalk wird sein Einfluss aufgehoben, indem die Säure desselben gebunden und seine Basen ausgefällt werden.

Malaguti und *Durocher* [1]) haben neuerdings eine andere Theorie für die amerikanische Amalgamationsmethode aufzustellen versucht, nach welcher hauptsächlich regulinisches Silber in den Haufen gebildet werden soll. Nach *Karsten* [2]) ist jedoch die Bildung von Hornsilber das einzige Resultat des Prozesses, und wird die Theorie der Amalgamation unverändert so bleiben müssen, wie sie schon vor 23 Jahren von demselben begründet ward.

Diese Amalgamirmethode ist z. B. ausgeführt in Mexico, Chili, Peru [3]) etc. Man unterscheidet die vorhin beschriebene Methode des patio und die seltener angewandte Methode des cazo, bei welcher letzterer der Prozess in kupfernen Kesseln und in der Temperatur der Wassersiedhitze ausgeführt wird [4]).

hode des und cazo.

Die Haufenamalgamation ist mit einem höchst bedeuten-

---

[1]) *Malaguti* und *Durocher*, über das Vorkommen und die Gewinnung des Silbers, deutsch von *Hartmann* 1851, p. 119.

[2]) *Karst.*, Archiv 2. R. XXV, 174. — B. u. h. Ztg. 1852, p. 818.

[3]) Bgfd. V, 30, 161; VI, 433; VII, 429; VIII, 367, 285. — *Pogg.* XXXIV, 109. — *Karst.*, Arch. XVII, 255. — *Dingl.* XXXIII, 76; XLVII, 192.

[4]) *Malaguti* und *Durocher*, c. l. p. 216.

len Zeitaufwande und einem 7—8 Mal grössern Quecksilberverlust verbunden, als die europäische Amalgamation und bringt das Silber weit unvollkommener aus, so dass häufig die Rückstände verschmolzen werden müssen. Dagegen erfordert sie weniger Na Cl, wenig maschinelle Vorrichtungen und nur ein geringes Quantum Brennmaterial. Sie mag für Amerika passen, wo sie durch klimatische Verhältnisse begünstigt wird und die Aufstellung von Maschinen weniger leicht zu beschaffen ist, sowie Brennmaterial und Kochsalz theuer sind.

Vereinigte Haufen- und Fässeramalgamation

Man hat auch wohl, wie zu Poullaouen[1]) für einen Theil der Erze von Huëlgoat die amerikanische Amalgamation mit der europäischen combinirt, wobei eine sehr vollkommene Entsilberung, aber ein bedeutender Quecksilberverlust stattfinden soll. Diese Methode hat von der amerikanischen die Haufen, von der europäischen die Fässeranquickung entlehnt.

Chloration auf nassem Wege in Fässern

Markus[2]) hat neuerdings zu Joachimsthal die Chloration (statt in freien Haufen) in rotirenden Fässern mit Wasser, Na Cl und Kupfervitriol versucht und darauf die Amalgamation in Fässern folgen lassen. Bei einer Vergleichung ergibt sich:

1) bei der gewöhnlichen Amalgamation mit Röstung werden die Rückstände auf 2 Quintel entsilbert, aber es findet ein Silberverlust von 6—7 % beim Rösten statt;

2) bei der Huëlgoater Methode dauert die Chloration 14 Tage;

3) bei *Markus'* Verfahren dauert die Chloration 16 Stunden, die Rückstände halten 3 Quintel, aber man braucht 3—4 Mal so viel Quecksilber, als gewöhnlich.

---

1) *Winkler*, c. l. p. 1848, p. 20. — B. u. h. Ztg. 1843, p. 561. — Bgfd. I, 233; II, 451. — *Malaguti* und *Durocher*, c. l. p. 232.

2) Oestr. Zeitschr. 1854, p. 131.

II. Abschnitt.

Silbergewinnung durch Auflösung und Fällung.

Erster Theil.

Augustin's Kochsalzlaugerei.

[illegible] § [illegible]. Allgemeines. Dieser Extraction beruht auf der Löslichkeit des Ag Cl (durch Rösten silberhaltiger Producte mit Na Cl erzeugt) in concentrirter Kochsalzlauge unter Bildung von Na Cl + Ag Cl, aus welcher Lösung das Silber mittelst Kupfers ausgefällt wird. Setzt man zu einer mit Ag Cl gesättigten Kochsalzlösung Wasser, so scheidet sich das Ag Cl wieder ab. Dieses Verhalten des Ag Cl zu Na Cl ist schon längst bekannt. Karsten[1]) erwähnt desselben in seinem Amalgamationsprozess und auf dem Freiberger Amalgamirwerk wird dasselbe längst bei der [illegible] (pag. 2[illegible]4) angewandt. Augustin[2]) gründete darauf seine Silberextractionsmethode und brachte sie 184[illegible] auf der Gottesbelohnungshütte bei Hettstädt für die silberhaltigen Mansfelder Kupfersteine in Anwendung, welche früher der Amalgamation unterworfen waren (p. 224). Seitdem hat man dieses Verfahren auf verschiedenen Hütten auch auf andere silberhaltige Producte, als Erze, Speisen und Schwarzkupfer versuchsweise ausgedehnt, wobei jedoch die Kupfersteinextraction die befriedigendsten Resultate gegeben hat. Extractions- und Amalgamationsprozess sind nahe verwandt. Sie gehen anfangs denselben Weg, trennen sich aber, wenn das Silber ausgezogen werden soll, sei es durch Quecksilber oder Kochsalz.

Dieser neue Prozess schien in der nächsten Folge eine grosse Rolle bei der Entsilberung der Erze etc. wegen seiner Einfachheit und Wohlfeilheit spielen zu

[1]) *Karst.*, Arch. 2. R. I, 161. — B. u. h. Ztg. 1852. p. 818.
[2]) *Grützner*, die *Augustin*'sche Silberextraction. Braunschweig 1851. — *Dingl.* CVI, 75.

wollen, hat jedoch zur Zeit eine ausgedehnte Anwendung noch nicht erlangt, weil derselbe, wenn nicht ein zu grosser Silberverlust stattfinden soll, Erze etc. von bestimmter Beschaffenheit erfordert.

Erstes Kapitel.

Kupfersteinextraction.

§. 75. **Allgemeines.** Ein für die Extraction tauglicher Kupferstein muss folgende Eigenschaften besitzen:

Beschaffenl der zur Ext tion tauglic Kupfersteii

a) er muss möglichst kupferreich sein, weil sonst die Rückstände zu silberreich ausfallen. Aus diesem Grunde concentrirt man ärmere Kupfersteine im Mansfeldschen und in Freiberg durch Schmelzen im Flammofen (Bd. II, p. 260, 269), wobei ihr Kupfergehalt auf 60—70 % kommt;

b) er muss möglichst wenig Blei, Zink, Antimon und Arsen enthalten, weil sonst bedeutende Silberverluste entstehen können.

Ein Bleigehalt erschwert das Rösten, indem er zu Sinterungen Veranlassung gibt und so der Hornsilberbildung entgegenwirkt. Gleichzeitig erzeugt sich Pb Cl, welches sich demnächst gleichzeitig mit dem Ag Cl in Na Cl auflöst und durch Bildung basischer Salze bei Luftzutritt eine Verunreinigung des Fällsilbers herbeiführt. Schwefelzink, in gewisser Menge vorhanden, wirkt beim chlorirenden Rösten in der Weise unvortheilhaft, dass es sich in $\dot{Z}n\,\dddot{S}$ verwandelt und seine Schwefelsäure (welche entfernt werden muss, weil sich sonst demnächst viel Zn Cl bildet) nur in sehr hoher Temperatur fahren lässt, wobei leicht Sinterungen, reiche Rückstände und Silberverluste durch Verflüchtigung entstehen. Aus diesem Grunde sucht man die zinkischen Kupfersteine durch Concentriren im Flammofen von diesem Metall zu reinigen.

Arsen und Antimon¹) gehen beim chlorirenden Rösten mit Silber nach Ag $\dddot{S}b$ und Ag $\dddot{A}s$, welche beide von Chlor nicht zersetzt werden. Bei Einführung von Wasserdämpfen zum Rösten bildet sich aber HCl, welches diese Salze unter Erzeugung von Ag Cl und flüchtigem Chlorarsen und Chlorantimon zerlegt.

Nach Plattner²) pflegen in dem mit Kochsalz gerösteten Kupfersteine ausser Kupferoxyd noch vorhanden zu sein: $\dot{P}b$, $\dot{P}b\,\dddot{S}$, $\dot{Z}n$, $\dot{Z}n\,\dddot{S}$, $\dot{S}b$, $\dddot{S}b$ und $\dot{C}u\,\dddot{S}$. Werden die schwefelsauren Salze dieser Oxyde, sowie $\dot{S}b$ $\dddot{S}b$ mit Kochsalz geglüht, so zerlegen sie sich in flüchtige Chlormetalle, von denen Pb Cl und Zn Cl sich leicht bei Zutritt von Luft in basische Salze und freies Chlor, bei Anwesenheit von Wassergas in basische Salze und Salzsäure zersetzen. Letztere aber wirkt auf das Kupferoxyd und bildet Cu Cl und Cu Cl, welches sich mit den andern Chlormetallen verflüchtigt. Diese flüchtigen Chlormetalle sind es, welche beim Gutrösten des Steines den Verlust an Silber herbeiführen, indem sie das Chlorsilber in die Verflüchtigung mit hineinziehen, und zwar um so mehr, je stärker der Luftzug im Ofen ist.

Sehr unerwünscht ist die Ausscheidung von draht- oder haarförmigem Kupfer in den Blasenräumen eines der Extraction zu unterwerfenden Kupfersteines, weil dieses Kupfer fast eben so viel Silber enthält, als der Kupferstein selbst.

Dieses Kupfer betrachtet man gewöhnlich als ein Product der gegenseitigen Zersetzung von Schwefelkupfer und Kupferoxydul (Bd. I. p. 220; II, 185). *Plattner*³) hat jedoch eine noch andere Entstehungsweise desselben nachgewiesen. Nach demselben besitzt Kupferstein von bläulich schwarzer Farbe, der aus einer Verbindung von n $Cu^2 S$ und Fe S besteht, die Eigenschaft, beim Schmel-

¹) *Winkler*, europ. Amalgam. 1848. p. 44.
²) *B. u. h. Ztg.* 1854, p. 126. — *Dingl.* CXXXIII, 33. — *Erdm.*, J. f. pr. Ch. LXII, 499.
³) *B. u. h. Ztg.* 1856, p. 143.

zen noch eine kleine Menge metallisches Kupfer aufzunehmen und dasselbe beim langsamen Erstarren, nicht aber beim raschen Erkalten, wieder auszuscheiden. In Folge der Contraction des von aussen nach innen erstarrenden Kupfersteines wird das ausgeschiedene Kupfer in die dabei entstehenden kleinen Höhlungen gepresst, wodurch dasselbe die draht- und haarförmige Gestalt erhält.

Soll ein Kupferstein extrahirt werden, so ist es demnach zweckmässig, denselben nach dem Abstechen durch Einlassen in mehrere eiserne Pfannen oder durch Granuliren im Wasser rasch abzukühlen, um die Ausscheidung von silberreichem Kupfer möglichst zu umgehen.

Entsilberungs-Manipulation.

Behuf der Entsilberung der Kupfersteine werden folgende Manipulationen unternommen:

Rösten.

Die durch Pochen und Mahlen zerkleinten, im Wesentlichen aus den Schweflungen des Eisens, Kupfers und Silbers bestehenden Steine werden anfangs ohne Na Cl geröstet (Vorrösten). Hierbei verwandelt sich zunächst das Schwefeleisen in $\dot{Fe}\,\dddot{S}$, dann bildet sich $\dot{Cu}\,\dddot{S}$ und zuletzt $\dot{Ag}\,\dddot{S}$ (Bd. I, pag. 32). Die zur Erzeugung des letzteren erforderliche Temperatur ist aber so hoch, dass sich dabei fast alles $\dot{Fe}\,\dddot{S}$ und ein grosser Theil des $\dot{Cu}\,\dddot{S}$ zersetzt, so dass das Röstgut am Ende des Vorröstprozesses ausser unzersetzten Schwefelungen hauptsächlich

Röstprobe.

$\overline{Fe}$, $\dot{Cu}$, etwas $\dot{Cu}\,\dddot{S}$ und viel $\dot{Ag}\,\dddot{S}$ enthält. Man überzeugt sich von dem Stand der Röstung dadurch, dass man von Zeit zu Zeit Proben nimmt, diese mit Wasser auslaugt und aus der Farbe der Lösung auf ihren Cu- und Fe-Gehalt und aus dem bei Kochsalzzusatz entstehenden geringern oder stärkern käsigen Niederschlag auf ihren Silbergehalt schliesst.

In der zweiten Röstperiode (Gaarrösten) setzt man das oxydirende Rösten bei allmälig gesteigerter Temperatur noch fort, um alle Schwefelungen des Fe, Cu und Ag in vorhin angeführter Weise zu zersetzen. Zeigt alsdann die bei der Röstprobe erhaltene Lauge eine schwach blaue Farbe und mit Na Cl einen starken käsigen Niederschlag,

[illegible] durch [illegible] in folgender Weise [illegible].

Die [illegible] hauptsächlich an Ag und Cu gebunden, treibt aus dem Na Cl das Cl unter Bildung von Na S und S aus. Na Cl + 2 S = Na S + S + Cl. Indem nun das Cl das Röstgut durchdringt, erzeugt sich Ag Cl, [illegible] da immer Cl im Ueberschuss vorhanden ist, etwas Cu Cl und Fe Cl.

Die chemischen Vorgänge bei diesem Rösten sind in der Tabelle Bd. I, p. [illegible] dargestellt.

In diesem Zustande wird das Röstgut mit heisser concentrirter Kochsalzlösung ausgelaugt, wobei Ag Cl als Na Cl + Ag Cl in Lösung geht. Nach Patera [1] wird die Entsilberung beschleunigt und vollständiger gemacht, wenn man die Kochsalzlauge unter Druck auf das Röstgut einwirken lässt.

Aus dieser Lösung fällt man das Ag durch metallisches Kupfer aus, wobei neben Fällsilber eine kupferhaltige Lauge (Na Cl + Cu Cl) resultirt, welche zur Abscheidung des Kupfers durch Fe zersetzt wird.

Das im Kochsalz lösliche Kupferchlorür erzeugt sich einmal durch die Zersetzung des Ag Cl, ferner aber auch durch Zerlegung des in der Silberlauge enthaltenen $Fe\,Cl^3$ und Cu Cl durch metallisches Kupfer.

Als endliche Producte dieses Processes erhält man demnach:

1) **Cementsilber**, wird nach gehörigem Auswaschen mit Wasser oder Säure eingeschmolzen.

2) **Cementkupfer**, dient zum Fällen des Silbers.

3) **Rückstände**, werden auf Schwarzkupfer verschmolzen.

4) **Eisenvitriol und Glaubersalz haltige Kochsalzlange**, welche nach theilweiser Abscheidung des Eisens

[1] *Jahrbuch d. k. k. geolog. Reichsanst.* 1850. p. 573; 1851. p. 52. — *Bgfd.* XV, 314. — Bg. u. h. Ztg. 1851. p. 689.

und Glaubersalzes S̈ wieder zum Aussüssen verwendet wird.

§. 76. Beispiele für die Steinextraction.

Freiberger Verfahren.

A) Verfahren für bleiische Kupfersteine auf der Muldner Hütte bei Freiberg.[1]) Nach Einführung der *Augustin*'schen Entsilberungsmethode im Mansfeld'schen wurden auch in Freiberg Versuche angestellt, die daselbst erzeugten Kupfersteine, welche bisher auf Schwarzkupfer verarbeitet und der Saigerung übergeben worden waren, nach der erwähnten Methode zu entsilbern und als diese Versuche nicht ungünstige Resultate ergaben, zur Einrichtung einer grössern Extractionsanstalt zur Muldner Hütte im Jahre 1848 geschritten.

Ist es auch nicht gelungen, gänzlich diejenigen Schwierigkeiten zu beseitigen, welche die unreine Beschaffenheit der in Freiberg erzeugten Kupfersteine der Ausführung dieser Methode in den Weg legt, so haben sich doch ihre Vortheile der früheren Saigerung gegenüber zur Zeit entschieden herausgestellt. Die von den Hütten an die Extractionsanstalt abgegebenen Kupfersteine haben einen variabeln Silber- und Kupfergehalt, der erstere geht von 25 bis 40 Pfundtheilen, der letztere von 45—70 Pfund im Centner. Die Extractionsanstalt erhält hierbei keine Remedien, auch wird hinsichtlich des Kupfergehalts im Steine die Probe auf nassem Wege zum Anhalten genommen, jedoch ist der Anstalt ein gewisser Silber- und Kupferverlust etatmässig gestattet.

Rösten des Steins.

Der Stein wird zunächst, nachdem er möglichst fein gepocht und gesiebt worden ist, in Posten von 3—4 Ctr. der Röstung unterworfen. Dieselbe geschieht in einem den Mansfelder Oefen (Bd. I. Taf. IV. Fig. 55, 56) ähnlichen Doppelofen bei Steinkohlenfeuerung und zwar bleibt jede Post 4 Stunden auf dem obern, und hierauf 4 Stunden auf dem untern Heerde. Der in dieser Weise geröstete Stein wird hierauf gemahlen und nachdem man ihn nochmals 1 Stunde lang im untern Ofen vorsichtig geröstet

[1]) B. u. h. Ztg. 1852. p. 439.

hat, mit circa 5% Salz gemengt und höchstens 1 Stunde lang gut geröstet.

Auslaugen. Den gut gerösteten Stein unterwirft man hierauf dem Auslaugen und zwar wird er zu diesem Zwecke in Kästchen in das erste Stockwerk gezogen, wo sich die Laugfässer *a* befinden. Letztere haben 3′ 9″ Höhe, 2′ 8″ obern und 2′ 4″ untern Durchmesser (Bd. I. Taf. VI. Fig. 107, 108) und werden mit 4—6 Ctr. Stein gefüllt, auf der Schienenbahn *c* an die betreffende Stelle der Langbühne *b* gefahren und auf deren Querschienen geschoben.

Jedes dieser Fässer enthält am Boden eine Filtrirvorrichtung; zu unterst ein Holzkreuz, darauf einen durchlöcherten Boden, dann ein Korbgeflecht oder Stroh und zuletzt Leinwand, um einen Reif gespannt. Oben auf das mit Stein gefüllte Gefäss kommt ein durchlöcherter Deckel zur gleichmässigen Vertheilung der Salzlösung. Diese wird im concentrirten Zustande aus dem Bassin *p* nach *f* gehoben, hier erwärmt und so in das über den Laugfässern liegende Hauptgerenne *l* geleitet. Von hier tröpfelt sie in die einzelnen Lauggefässe *a* und tritt dann mit Ag Cl gesättigt, durch Hähne am Boden derselben aus. Man lässt anfangs die Hähne der Lauggefässe so lange offen, bis der heftig ausströmende Dampf nachlässt, darauf werden sie etwa 1/4 Stunde geschlossen, dann fortwährend offen erhalten, indem man nur dafür sorgt, dass oben so viel Lauge zuläuft, als unten Silberlauge wegfliesst. Das Laugen geschieht in 3 Perioden. Die erste Laugung mit concentrirter Lösung dauert 10 Stunden, die zweite 10—12 Stunden ebenfalls mit concentrirter Lösung so lange, bis ein eingehaltenes Kupferblech nicht mehr weiss wird; dann folgt das Aussüssen (Entsalzen) mit reinem Wasser auf die Bd. I. p. 210 angeführte Weise. Das Aussüsswasser wird so lange zum Entsalzen gebraucht, bis es hinreichend Na Cl enthält, um zum Auslaugen des Chlorsilbers zu dienen.

Patera's Verfahren, mit Anwendung eines höheren

Druckes die Laugung auszuführen, gab nicht ungünstige Resultate.[1])

Vom Laugen erhält man folgende Producte:

Producte Laugere

1) **Rückstände.** Die mit denselben gefüllten Lauggefässe *a* werden auf der Schienenbahn *c* nach dem daneben befindlichen Rückstandsmagazin transportirt, hier in Stände entleert, nach erfolgter Probe bei einem Gehalte von 1 bis 2 Pfundtheilen Silber im Ctr. aufgestürzt und später der Schwarzkupferarbeit übergeben (Bd. II. p. 269). Reichere Rückstände kommen auf die Bühne *w* zurück und werden einer nochmaligen Röstung mit Kochsalz unterworfen. Der Kupfergehalt der Rückstände variirt je nach dem Gehalte des Steins zwischen 40 und 65 Pfd. Cu im Centner.

2) **Silberhaltige Kochsalzlauge.** Aus den Laugfässern *a* tritt sie in die Rinne *g*, fliesst von hier durch *s* in das Vertheilungsbassin *h* und von hier in die Fällgefässe *i*, *l*, *m* ab.

3) **Aussüsswasser**, werden in den Bassins *r* und *q* aufbewahrt und wieder zum Auslaugen angewandt.

Fällen des Silbers u. Kupfers

Aus dem Vertheilungsbassin *h* tritt die Silberlauge in die mit Cementkupfer gefüllten und mit einer Filtervorrichtung versehenen Fällgefässe *i* und *l* der beiden ersten Terrassen. Die entsilberte Lauge gelangt dann in mit Eisenstücken versehene Bottiche *m* und *n*, worin sich das aufgelöste Kupfer niederschlägt.

Bei diesen Prozessen erfolgen:

Producte Fällprozess

1) **Cementsilber** aus *i* und *l*, wird in zusammenhängenden Krusten von der 6″ starken Cementkupferlage alle 8 Tage abgehoben, durch längeres Auswaschen mit Wasser und verdünnter Salzsäure von dem darin enthaltenen Chlorblei und Kupferchlorür befreit und später ähnlich wie das Amalgamirsilber im Tiegel eingeschmolzen und raffinirt.

2) **Cementkupfer** aus *m*, *n* und *o* wird zum Fällen des Silbers angewandt.

---

[1]) B. u. h. Ztg. 1852 p. 151; 1853 p. 301.

die Silber- und kupferfreie Lauge. Sie wird aus dem letzten Kupferfällgefässe (n) ins Bassin *p* gepumpt und, nachdem sich ein Theil des Eisens als basisches Salz ausgeschieden hat, weiter zum Auslaugen verwandt. Von Zeit zu Zeit wird die Lauge von darin enthaltenem schwefelsauren Natron durch Auskrystallisirenlassen desselben gereinigt.

Mansfelder Hütten.

B. Zur Gottesbelohnungshütte bei Hettstedt im Mansfeldischen[1] ist das *Augustin*'sche Verfahren statt der Amalgamation (p. [illegible]) eingeführt, seit einigen Jahren aber durch die vortheilhaftere und einfachere *Ziervogel*'sche Methode verdrängt. Die eigenartige Beschaffenheit der Kupfersteine (Bd. II. p. [illegible]) gestattet eine vortheilhafte Anwendung dieser Prozesse.

Während bei der *Augustin*'schen Extraction durchschnittlich 1/2 Loth Silber in den Rückständen bleibt und durch mechanische Verluste verloren geht, so lässt man bei der Amalgamation durchschnittlich 1 1/2 Loth Silber in den Rückständen und 1/2 Loth geht noch auf mechanischem Wege, beim Rösten, Glühen des Amalgams und Einschmelzen des Silbers verloren.

Das Freiberger Extractionsverfahren ist dem Mansfelder nachgebildet.

Das erfolgende Cementsilber wird im Gasflammofen raffinirt (pag. 192), die Rückstände verschmilzt man, mit Thon angeknetet, auf Schwarzkupfer (Bd. II. p. 263).

Hütten zu Tajowa.

C. Zu Tajowa ist nach vorangegangenen mehrjährigen Versuchen[2] die Extraction für Leche (Bd. II. p. 223) mit 5,5—9,25 Loth Silber und 29—32 Pfd. Kupfer seit 1853 current eingeführt.[3] Während die frühere Lechentsilberung mit den hohen Kosten eines grossen Bleiver-

[1]) *Grützner*, c. l. — *Lan.* in B. u. h. Ztg. 1852 p. 409; 1853 p. 265. — J. d. k. k. geolog. Reichsanst. 1852 Nr. 3 p. 201.

[2]) *Markus* im Jahrb. d. k. k. geolog. Reichsanst. 1851 Nr. 1 p. 109. B. u. h. Ztg. 1852 p. 5.

[3]) *Markus* im Jahrb. d. k. k. geolog. Reichsanst. 1854 Nr. 2 p. 406. B. u. h. Ztg. 1855 p. 64.

brandes und starken Kohlenverbrauches im Stande war, durch ein zweimaliges Verbleien die Leche mit einem Gehalte von 4—6 Loth Silber auf durchschnittlich drei Quintel zu bringen, bei gleichzeitiger Erzeugung vieler Krätzen, so vermag die Extraction bei einem einmaligen Aufbringen, ohne allen Rest von unreinen Producten, Leche mit demselben Gehalte auf 1¼ und solche mit viel höherem Gehalte auf 2—3½ Quintel zu entsilbern bei einem Kochsalzverbrauch von 2—3 %.

Bei den Vorversuchen wurden wichtige Erfahrungen über die Extraction gemacht und durch deren geschickte Anwendung sind die durch eine nicht immer vorzügliche Qualität der Erze etc. herbeigeführten Hindernisse glücklich überwunden. Diesen Erfahrungen zu Folge werden bei der Extraction der Leche und Speisen folgende Manipulationen ausgeführt:

Extraction nipulation

1. Die Vorröstung in Haufen für Leche und Speisen, bei letzteren mit einem Kieszuschlag, im Allgemeinen am zweckmässigsten in geschlossenen Röstkammern auszuführen.

2. Die Zerkleinerung durch Pochen, Mahlen und Sieben.

3. Die Gaarröstung in der untern Etage eines Flammofens, bei sehr speisigen Lechen mit Wasserdampf, bei Speisen mit einem Zuschlage von Kiesschlieg und mit Wasserdampf. Wenngleich die von *Cumenge* (Bd. I. p. 19) neuerdings empfohlene Anwendung von Wasserdampf beim Rösten die Entsilberung nur unbedeutend verbesserte, so scheint ausser einer reineren Auslaugung doch besonders die zu ermöglichende weitere Herabsetzung des Metallverlustes von Belang, die sowohl durch die bei der Röstung genügende sehr niedrige Temperatur, als auch durch die im kühlen Raume leichte Condensirbarkeit des Wasserdampfes und besonders dadurch begründet ist, dass die Bildung von ein Mitreissen von Silber verursachender arseniger und antimoniger Säure ganz beseitigt wird. Ausserdem gelingt die Chlorirung des metallischen Silbers schnell und leicht und werden dabei, da die Mehle keine schwefelsauren Metalloxyde

[illegible]

Der Extractionsapparat (Taf. II Fig. ...) hat folgende Einrichtung:

A der ... mit ... in 2 Reihen auf kleinen Wagen stehenden ... Kästen ... die Lauge durch ... und das ...wasser ... zufliesst. Die ... gelangt durch die ... in den Fällungsraum B, das letzte ... durch die Lutten ... Die Rückstände werden auf den Wagen ... auf einer Eisenbahn ... gezogen.

B der Fällungsraum, enthält in 4 Reihen 12 Silber- und 6 Kupferfänggefässe ... mit den nöthigen Aufgängen und dem ...apparate. Die entsilberte Lauge fliesst durch die Lutte *f* ab.

C Luttensystem zur Kupferfällung mit den Fällungsbottichen *g* und den Reservebottichen *i*, aus welchen die von Metallen befreite Lauge in die 2 Laugen-Reservoirs *k* abfliesst, aus welchen sie durch die 2 Laugenpumpen *m m* gehoben wird, während die Pumpe *n* aus dem Wasserreservoir *l* das Wasser liefert.

D die Pfannenheizung mit 2 Laugenpfannen *oo* und einer Wasserpfanne *p* mit der Feuerung *q* und

der Esse sammt einer Aufzugsmaschine an der umgebenden Gallerie.

Zweites Kapitel.

Silbererzextraction.

§. 77. **Allgemeines.** Es sind darüber nur auf wenigen Hüttenwerken Versuche, meist nur im Kleinen angestellt, so dass derzeit bestimmte Resultate über die Anwendbarkeit des *Augustin*'schen Verfahrens für Erze nicht vorliegen dürften. Es scheint jedoch, als ob die Extraction der Erze nicht so vortheilhaft, als die der Hüttenproducte und die Amalgamation dabei vorzuziehen sei.[1]) **Mangel an Erfahrungen in diesem Prozess.**

§. 78. **Beispiele.**

A. Zu **Freiberg**[2]) sind Versuche mit reichen nickel- und kobalthaltigen Silbererzen, mit currenter Amalgamirbeschickung und mit Rückständen von den ersteren extrahirten Erzen angestellt. Dieselben fielen zwar in Betreff des Silbergehalts der Rückstände nicht ungünstig aus, allein man hat dennoch den neuen Prozess nicht eingeführt. **Freiberger Versuche.**

B. Zu **La Motte**[3]) bei Chambery in Savoyen wurden 600 Kilogr. Fahlerze in gemahlenem Zustande mit einer Kochsalzlösung getränkt, geröstet, der dabei gebildete Kupfervitriol mit Wasser ausgezogen, die hornsilberhaltigen Rückstände getrocknet und in einem grossen Bottich mit concentrirter Salzlauge bei 60—80° C. umgerührt. Die abgegossene klare Silberlösung wurde durch metallisches Kupfer zerlegt. Nach einer dreimaligen Auslaugung des Chlorsilbers durch Kochsalz erfolgten Rückstände mit 7 Gramm Silber in 100 Kil. Erz. **Versuche in Savoyen.**

---

[1]) *Grützner*, c. l. p. 140.
[2]) *Malaguti* und *Durocher*, c. l. p. 239.
[3]) Ann. d. min. 4. sér. XIV. 334.

Drittes Kapitel.

Speiseextraction.

Schwierigkeiten.

§. 79. Allgemeines.[1] Die Entsilberung der Speise, gewöhnlich im concentrirten Zustande, ist nicht ohne Schwierigkeiten, welche sich indessen soweit beseitigen lassen, dass die Entsilberung zufriedenstellende Resultate gibt. Man verröstet entweder die Speisen gemeinschaftlich mit Lechen, oder für sich allein bei einem Zuschlag von Schwefelkies oder Eisenvitriol.

Wasserdampf, von [illegible] (Bd. I. p. 19) empfohlen, hat sich namentlich in Betreff des Silberverlustes beim Rösten vortheilhaft erwiesen.

§. 80. Beispiele.

Tajowa.

Zu Tajowa[2] ist seit 1853 die Extraction für Rohspeise (Bd. II. p. 223) mit 5—6½ Loth Silber und für Anreichspeise mit 14—15 Loth Silber eingeführt und findet eine Entsilberung resp. bis auf 1¼ bis 2 Quintel und bis auf 2—2½ Quintel statt.

Die dabei vorkommenden Manipulationen sind fast dieselben, wie bei der Lechextraction (p. 241).

Viertes Kapitel.

Schwarzkupferextraction.

Theorie.

§. 81. Allgemeines.[3] Aus der bei der Schwarzkupferamalgamation angeführten chemischen Thatsache, dass silberhaltiges Schwarzkupfer beim Rösten mit Na Cl Chlorsilber gibt, geht hervor, dass sich das mit Kochsalz geröstete silberhaltige Schwarzkupfer mittelst Kochsalz

---

[1]) *Grützner*, c. l. p. 133.

[2]) *Markus* im Jahrb. d. k. k. geol. Reichsanst. 1854 Nr. 2 p. 406. Bgwfd. XVII. 500.

[3]) *Grützner*, c. l. p. 125.

extrahiren lassen wird, wenn man dasselbe nur gehörig zerkleinern kann. Versuche in Freiberg und Oker haben dies bestätigt. Ueber die Vortheilhaftigkeit eines solchen Verfahrens liegen indessen bestimmte Resultate nicht vor.

Zweiter Theil.

Ziervogel's Wasserlaugerei.

Geschichtliches.

§. 82. Allgemeines. Gleich nach Bekanntwerdung des *Augustin*'schen Verfahrens lehrte *Ziervogel* eine noch einfachere und weniger kostspielige Methode zur Entsilberung von Kupfersteinen kennen, wobei man gar kein Na Cl braucht.

Theorie.

Dieselbe beruht darauf, dass sich beim Rösten von reinen silberhaltigen Kupfersteinen zuerst $\dot{Fe}\,\dddot{S}$, dann $\dot{Cu}\,\dddot{S}$ und zuletzt $\dot{Ag}\,\dddot{S}$ bildet. Zur Erzeugung des letzteren ist aber eine solche Temperatur erforderlich, dass sich erstere beiden unter Abgabe der $\dddot{S}$ grösstentheils in Oxyde verwandeln, während das $\dot{Ag}\,\dddot{S}$ unzersetzt bleibt. Laugt man nun die Masse mit heissem Wasser aus, so löst sich das $\dot{Ag}\,\dddot{S}$ auf, und das Silber kann durch Kupfer aus der Lösung metallisch niedergeschlagen werden.

Man hat im Allgemeinen gefunden, dass *Ziervogel's* Methode einfacher und billiger ist, geringere Röstkosten und Arbeitslöhne erfordert, weil die Laugung schneller geht, dagegen aber ist der Röstprozess weit schwieriger auszuführen, es werden reinere Steine erfordert und man erhält gewöhnlich reichere Rückstände als beim *Augustin*'schen Verfahren.

§. 83. Beispiele.

Mansfeld'sches Verfahren.

A. Im Mansfeldschen[1]) ist seit einigen Jahren die-

[1]) *Grützner*, c. l. p. 158. — Ann. d. min. 4. sér. XIV. 334. — Bgfd. XI. — B. u. h. Ztg. 1852 p. 457.

der Prozess beim Entsilberung der Kupfersteine (Bd. II. p. 362) an die Stelle des Augustin'schen (p. 24) getreten.

Es kommen dabei folgende Manipulationen vor:

Mechanische Vorbereitung.

1) Mechanische Vorbereitung des Kupfersteines. Die Rohsteine von den Hütten bei Eisleben und Sangerhausen mit 40—50 Pfd. Kupfer und 9—12 Loth Silber im Centner, sowie die concentrirten Kupfersteine von den Hütten bei Leimbach und Friedeburg mit 70—76 Pfd. Kupfer im Centner werden in faustgrosse Stücke zerschlagen, auf der Catharinenhütte bei Leimbach und der Gottesbelohnungshütte bei Hettstedt gepocht und das Pochmehl in einen Rätter mit 30 Löchern pro Quadratzoll geschlagen, unter welchem sich ein Messingsieb mit 1296 Maschen pro Quadratzoll befindet. Der auf dem Rätter zurückbleibende Stein wird abermals gepocht, das nicht durch das Sieb hindurchgehende Schrot zwischen Granitsteinen gemahlen und das Siebfeine zur Extraction aufbewahrt. In 12 Stunden pocht man etwa 72 Ctr. Stein und erhält von 500 Ctr. gepochtem Stein durchschnittlich 306 Ctr. Mehl und 200 Ctr. Schrot, wobei durch die Oxydation des im Freien aufgestürzten Kupfersteines und das Wassersprengen beim Pochen eine Gewichtszunahme von 6 Ctr. stattfindet.

Das Schrot wird zwischen Granitsteinen von $2\frac{1}{2}'$ Durchmesser und 2' Höhe mit 4 radialen Schrammen in ihrer Mahlfläche gemahlen und durch Messingsiebe mit 2209 Löchern pro □'' gesiebt. Die Siebgröbe wird nochmals gemahlen, das Siebfeine kommt in's Magazin. In 12 Stunden erfolgen 15 Ctr. Mehl.

Das Poch- und Mahlmehl, wovon im Jahre 1853 an 42882 Ctr. mit 52—74 Pfd. Kupfer und 75—257 Gr. Silber zur Entsilberung abgegeben worden sind, wird in Quantitäten von $\frac{3}{4}$ Ctr. in blechernen Kästen und verschlossenen Wagen nach Gottesbelohnungshütte gefahren, nachdem aus jedem Kasten Proben genommen.

Rösten des Kupfersteins.

2) Rösten des Kupfersteins. Das Rösten geschieht zur Gottesbelohnungshütte in 7 Doppelöfen (Taf. IV. Fig. 55, 56). Die aus dem zweiten Heerde abziehenden Gase treten in Flugstaubkammern und von hier in

Canälen, nachdem sie zur Erwärmung von Wasser und zum Trocknen von Rückständebatzen benutzt worden sind, in eine 154′ hohe Esse. Man erhält etwa 1 % Flugstaub. Beim Beginn der Arbeit bringt man in den obern Heerd die Beschickung in nachstehender Reihenfolge ein:

Extractionsrückstände mit noch über $1\frac{1}{4}$ Loth Silber	$27\frac{1}{2}$	Pfd.
Kupfersteinmehl	$247\frac{1}{2}$	„
Beim Rösten gefrittete und ausgelaugte Kupfersteine (Röstgröbe, Knoten)	20	„
Kupfersteinmehl	$247\frac{1}{2}$	„
Rückstände	$27\frac{1}{2}$	„
Ausgelaugte Ofensohle	4	„
Krätz vom Silberbrennen	4	„
Zusammen	578	Pfd.

Die rohe Kupfersteinpost wird nach dem Verhältniss der im Magazin eben vorräthigen Steinquantitäten jeder Hütte zusammengesetzt, nur der Sangerhäuser Stein wird für sich behandelt, weil er ein vorzügliches Kupfer liefert. 5 Minuten nach dem Eintragen wird die Post $1\frac{1}{4}$ Stunden umgekrahlt, etwa entstandene Klümpern mit eisernen Stangen (Böhrern) in radialen Streifen zerklopft, sodann das Röstgut zu einem querliegenden Damm zusammen gezogen und mit einem Spaten translocirt. Dann folgt wieder ein $1\frac{1}{2}$ stündiges Durchkrahlen, Zusammenziehen und Translociren bis dahin, dass von den Arbeitern vor den untern Heerden das Zeichen zum Eintragen von 20 — 25 Pfd. trocknem Braunkohlengestübbe gegeben wird. Dieses wird 10 Min. eingekrahlt, sodann das Röstgut durch eine an der Arbeitsthür befindliche, mit einer Eisenplatte zugedeckt gewesene Lutte *n* zum Gutrösten auf den unteren Heerd geschafft und nach geschlossener Lutte eine neue Einfahrt auf den obern Heerd gemacht.

Das Röstgut wird auf dem untern rothglühenden Heerd gleichmässig ausgebreitet, ohne Feuerung bei ungehindertem Zutritt von Luft durch den Windofen $1\frac{1}{4}$ Stunde lang durchkrahlt, wobei anfangs ein durch die Braunkohle veranlasstes, kirschrothes Erglühen des Röst-

[illegible] dasselbe [illegible] zusammengezogen, trans-
[illegible] mit noch eine
[illegible] Lamellen mit [illegible]
[illegible] gaar geröstet. Den Zustand der Gaare erkennt
man [illegible] in der Weise, dass man
von dem [illegible] liegenden Röstgute eine
Probe [illegible] in einer Porzellan-
schaale [illegible] mit aus einem kleinen
Löffel [illegible] kaltes Wasser auf die eine Seite
[illegible] an der [illegible] Seite am
Fusse des [illegible] zum Vorschein kommt. In die
[illegible] Flüssigkeit thut man einige Kör-
nchen Kochsalz, wobei eine [illegible] Färbung derselben
nicht eintreten darf, sondern eine milchige Trübung ent-
stehen muss, welche bei schwachem Schimmern ein käsiger
Niederschlag von Chlorsilber zeigt.

Zeigt die Probe dieses Verhalten, so wendet man
noch einmal mit Krahl bei unterhaltener Feuerung so
lange um, bis das [illegible] vor die Feuerbrücke translocirte
Röstgut dieselbe [illegible] zeigt. Das Wenden
und [illegible] muss [illegible] werden, wenn
die Lauge einen grünen Stich von Eisenvitriol oder eine
[illegible] Färbung von Kupfervitriol zeigt. Bei zu weit
getriebener [illegible] scheidet sich metallisches Silber aus,
welches sich der Extraktion entzieht.

Sobald nach [illegible] Stunden die Post gaar gewor-
den, wird für den obern Heerd das Zeichen zum Ein-
mengen von Braunkohlenklein gegeben, im untern Heerd
das Röstgut an die Arbeitsthür gezogen, mit Schaufeln
in einen blechernen Kasten mit 16 Löchern pro □" ge-
worfen und in einen Karren aus Eisenblech gesiebt. Die
Röstgröbe wird in Quantitäten von 20—25 Pfd. jeder
Röstpost zugesetzt.

Das ins Kühlmagazin geschaffte Röstmehl bleibt da-
rin 6—8 Stunden, bis es sich auf 70° C. abgekühlt hat.
Der Flugstaub (jährlich etwa 300 Ctr.) wird in Thon ein-
gebunden, auf Stein verschmolzen und dieser für sich
extrahirt; die Sohle aus den Röstheerden wird für sich
ausgelaugt und dann jeder Röstpost zugetheilt. Zum Gaar-

rösten einer Post werden etwa $2^1/_4$ Schock Waasen verbraucht. Vor dem obern Heerde arbeiten 2 Mann, vor dem untern 3 Mann. Nach dem Erfolg des von der Röstung hauptsächlich abhängenden Silberausbringens erhalten die Arbeiter Prämien. Insofern nämlich in den Rückständen weniger als 27 Grän Silber pro Ctr. gefunden werden, empfangen die Arbeiter 12% vom Gewinn, d. h. 12% von dem Silber, welches weniger als 27 Grän im Ctr. Rückstand gefunden wird.

Laugereibetrieb.

3) Auslaugen des Röstgutes. Diese Operation geschieht mit heissem Wasser in hölzernen Gefässen, welche ähnlich wie beim *Augustin*'schen Prozess terrassenförmig aufgestellt sind (Taf. VI. Fig. 107 u. 108).

Auf der ersten Terrasse stehen 8 hölzerne, mit 3 eisernen Reifen versehene cylindrische, $2^1/_4'$ hohe und eben so weite Laugfässer mit einer Filtrirvorrichtung am Boden. Diese besteht aus einem, auf $1^1/_2 - 2''$ hohen Leisten ruhenden, durchlöcherten, $^3/_4''$ dicken Losboden, darauf einer mit Leinwand überspannten und mit einer Schnur am Losboden befestigten Korbscheibe und darauf einem Wergzopfe zum Schliessen der zwischen dem Filter und der Wand gebliebenen Spalte. Zwischen Haupt- und Losboden befindet sich ein hölzerner Hahn.

Aus dem Hahne gelangt die Lauge in einen bedeckten hölzernen Klärkasten von 30′ Länge, $1^1/_2'$ Br. und $1^1/_2'$ Höhe, welcher aus 2 Abtheilungen besteht. Die Lauge tritt zunächst in die vordere Abtheilung, ergiesst sich über die Scheidewand in die hintere Abtheilung und fliesst durch 10 Hähne in eben so viele auf der zweiten Terrasse stehende 2′ hohe und 2′ weite hölzerne, mit Filtern und Hähnen versehene Fällgefässe, in deren jedem sich 10 Pfd. Kupfergranalien und darüber $2^1/_2$ Ctr. Schwarzkupferbarren von 14″ L., 5″ Br. und 1″ D. befinden.

Silberfälle

Die aus den Cementirfässern abfliessende Lauge tritt in ein mit Kupfer gefülltes Laugengerenne, von hier noch zur vollständigen Entsilberung in 5 auf der dritten Terrasse stehende und mit 18 Pfd. Granalien und 1 Ctr. Kupfer-

barren versehene Fällgefässe und gelangt endlich aus diesen in ein bleiernes Laugenbassin (Pumpenbassin). Aus letzterem wird die Lauge mittelst einer mit Sohlleder geliederten Pumpe in eine über der Auslaugerei befindliche bleierne Pfanne gepumpt, durch Wasserdampf auf 70° C. erhitzt und den Auslaugebütten in einer mit Werg umwickelten bleiernen Röhre zugeführt.

Damit sich aus der Lauge keine basischen Salze abscheiden, wird ununterbrochen Schwefelsäure tropfenweise aus einem Eimer zugeführt, pro Post etwa $^1/_2$ Pfd.

Neben der Laugenpfanne befindet sich eine bleierne Wasserpfanne, in welcher reines Wasser zum Auslaugen auf 70° C. erwärmt wird.

Soll die Extraction beginnen, so werden die Auslaugegefässe mit dem 70° C. warmen Röstmehl (4 Ctr.) gefüllt und aus der Wasserröhre (etwa 3 Cbfss.) 70° C. warmes Wasser so lange (etwa 10—15 Minuten) auf dasselbe geleitet, bis die Lauge aus dem geöffneten Hahne austritt. Sodann stellt man den Wasserzufluss ab und lässt soviel auf 70° C. erwärmte Cementirlauge (etwa 15 Cbfss) zulaufen, dass dieselbe nach dem Austritte aus dem Lauggefässe mit Kochsalz nicht mehr auf Silber reagirt. Nach etwa $2^1/_2$stündigem Auslaugen werden die Rückstände mit kupfernen Schaufeln ausgestochen, dabei aus drei verschiedenen Höhen Proben genommen und jede Post so lange separirt aufbewahrt, bis diese sich durch die angestellte Silberprobe (21 Gr. höchstens) hinreichend entsilbert erweist, widrigenfalls sie in die Röstung zurückgeht. Die fertig ausgelaugten Rückstände werden auf Kupfer verschmolzen (Bd. II. p. 263). Nach 24 Stunden wird das Cementkupfer aus den Cementirgefässen der zweiten Terrasse und nach 6 Tagen das der dritten Terrasse von dem Fällsilber gereinigt, das Kupfer in die Fällgefässe zurückgegeben und das Fehlende ersetzt.

gung des lsilbers.

Das durch Kupfer und Gyps verunreinigte schlammige Cementsilber mit 190—220 Gr. Feingehalt wird in irdenen Schüsseln in einem hölzernen Tubben unter Wasser verwaschen. Die in der Schüssel zurückbleiben-

len Kupfergranalien kommen wieder zur Cementation, las ausgewaschene Silber dagegen wird mit Schwefeläure enthaltendem Wasser in 6 Bottichen ausgesüsst, las Wasch- und Aussüsswasser auf die Kupfergranalien ;eführt und dessen Kupfergehalt durch Eisen cemenirt, das Cementkupfer aber auf dem kleinen Heerde gaar;emacht.

Das Silber, welches durch dieses Aussüssen eine Feine von 268—270 Grän erlangt hat, wird geballt, auf kupfernen Pfannen bei mässiger Wärme getrocknet, wobei noch 2% Wasser zurückbleiben, und im Gasflammofen feingebrannt (p. 191).

Dritter Theil.

Sonstige Methoden der Silberextraction auf nassem Wege.

Allgemeine

§. 84. Entsilberung mittelst Kochsalz und Ammoniak. Schon Rivero und Gmelin[1]) schlugen vor, Silbererze mit Na Cl zu rösten und das gebildete Ag Cl in Ammoniak aufzulösen, die ammoniak. Flüssigkeit mit $\overline{S}$ zu neutralisiren, das dabei ausgefällte Ag Cl durch Schmelzen mit einem Flussmittel zu reduciren und das schwefelsaure Ammoniak durch Erhitzen mit Kalk in Ammoniak umzuwandeln.

Die gleichzeitige Löslichkeit der Kupfersalze in Ammoniak sowie auch der Umstand, dass sich beim Rösten zuweilen met. Ag bildet, gestatteten die Ausführung im Grossen nicht.

Verfahren Savoyen

Mit einigen Modifikationen ist jedoch dieses Verfahren von *Pactode* für silberhaltige Fahlerze zu La Motte bei Chambery in Savoyen[2]) eingeführt. Fahlerz mit

---

[1]) *Wehrle*, Hüttenkd. II. 495. — Bgwfd. II. 454.
[2]) Ann. d. min. 4. sér. XIV. 331. — B. u. h. Ztg. 1850. p. 65.

0,00170 Silber wird durch Mahlen und Sieben zerkleint, mit 4%, besser mit 6% Na Cl gemengt und in Quantitäten von 350 Kil. 8 Stunden geröstet. Dann setzt man nach vorherigem Mahlen abermals 4% Na Cl zu und befeuchtet das Gemenge mit einer Eisenvitriollösung von 30° B., deren Schwefelsäure das Chlor frei machen und ans Ag binden soll. Dann schwenkt man 500 Kil. Röstgut in Tonnen von 8 Cubicmeter Inhalt mit Wasser etwa ½ Stunde um ihre Axe, lässt absetzen, zieht die klare Kupfervitriollauge ab und scheidet daraus Cementkupfer durch Eisen aus, welches durch Umschmelzen gereinigt, während die eisenhaltige Lauge versotten wird. Durch nochmaliges Behandeln des Rückstandes mit saurem Wasser zieht man alles Cu S̈ aus, setzt dann Ammoniak zu, lässt die Fässer 1 Stunde umgehen, zieht die klare, silberhaltige Lauge in eine Bütte über und fällt daraus das Silber mittelst oxydfreien Eisenblechs. Die salmiakhaltige Lauge wird mit gebranntem Kalk in eisernen Cylindern erhitzt und das Ammoniak in *Woulf*'schen Flaschen aufgefangen. Die Rückstände sind fast silberleer.

[Anw]endbarkeit [d]es Verfahrens.

§. 85. **Scheidung des Silbers vom Kupfer mittelst Schwefelsäure.**[1]) Dieses Verfahren erstreckte sich ursprünglich auf die Scheidung des Ag vom Cu in Legirungen (Affiniren des Ag), indem diese Metalle in concentrirter S̈ aufgelöst und das Ag durch Kupfer ausgefällt wurde. Dabei geht aber viel S̈ auf, weshalb *Lucas* die zerkleinte Legirung zuvor in einem Flammofen erhitzte und dann in einer Bleipfanne mit verdünnter S̈ behandelte, wobei sich das oxydirte Kupfer weglöste. Dieser Prozess wurde so oft wiederholt, bis das rückständige Silber nicht mehr als 5—6% Kupfer enthielt. Dann wurde dasselbe in Eisen- oder Platingefässen vollständig in concentrirter S̈ gelöst und das Silber durch Kupfer ausgefällt. Auch löst sich das Kupfer, freilich

[1]) *Karst.*, Met. V. 417. — *Erdm.* J. f. ök. Ch. 1. 29, 128. — *Lamp.*, Grundriss p. 308. §. 267. — *Karst.*, Arch. 1. R. VI. 371.

langsam, in verdünnter Schwefelsäure bei Luftzutritt auf und soll man dieses Verhalten an mehreren Orten zur Gewinnung von Kupfervitriol anwenden.

Freiberger suche mit lersilbe

Lampadius[1]) hat dieses Verfahren einige Zeit zur Reinigung des Tellersilbers (p. 220) im Freiberger Amalgamirwerk ausgeführt, jedoch nicht mit dem gewünschten Erfolge. Dasselbe wurde zerkleint, zu verschiedenen Malen geglüht und mit verdünnter $\bar{S}$ behandelt, dann in hessischen Tiegeln mit Salpeter umgeschmolzen. Wegen der adhärirenden Kupfervitriollauge darf das Umschmelzen nicht in Graphittiegeln geschehen; öfter war noch ein Feinbrennen nöthig.

Karsten's V schläge

Karsten[2]) stellt in Frage, ob es nicht vortheilhafter sei, silberreichen Kupferstein auf Schwarzkupfer zu verschmelzen und diesen mit Schwefelsäure zu behandeln, statt ihn durch Bleiarbeit zu entsilbern. Versuche müssen hierüber entscheiden.

Freiberger suche m Kupferstei

In Freiberg[3]) hat man Versuche angestellt, aus geröstetem, silber- und bleihaltigem Kupferstein das Kupfer mit Schwefelsäure auszuziehen. Die Rückstände blieben aber noch zu silberreich und man hatte bedeutende Metallverluste.

§. 86. Gewinnung des Silbers durch Chloration mittelst Kupferchlorids und Zerlegung der gebildeten silberhaltigen Lösung. Hierher gehören unter anderen folgende Methoden:

Becquerel Verfahre

1) *Becquerell's* galvanisches Verfahren[4]), welches darin besteht, nach Analogie der amerikanischen Amalgamation das Silber durch Zusatz von Kochsalz, geröstetem Schwefelkies oder andern Schwefelverbindungen in Chlorsilber zu verwandeln, dieses in Kochsalz aufzulösen und aus der Lösung das Silber durch einen galvanischen

---

1) *Winkler*, die Europ. Amalgam. 1848 p. 122.

2) *Karst.*, Metallurgie V. 420.

3) Freib. Jahrb. 1842 p. 101; 1843 p. 74.

4) *Scheerer*, Met. I. 51. — Bgwfd. I. 266, 541; III. 282. — *Dingl.*, LX. 76; LXIX. 165; CXXXIII. 213. — *Erdm.* J. f. pr. Ch. LXII. 369. — B. u. h. Ztg. 1846 p. 63 (Ergänzungsheft).

Strom zugleich mit andern aufgelösten Metallen auszuscheiden.

Becquerel empfiehlt sein Verfahren besonders für solche Gegenden, wo Brennmaterial fehlt und Quecksilber nicht billig zu erhalten ist, indem nur einige Stücke alten Eisens, welche man überall haben kann, zur Erzielung der sonst durch die Wärme hervorgebrachten Wirkungen nöthig sind.

Mansfelder Versuche.

Im frühern **Mansfeldischen** Amalgamirwerke[1]) sind einige Versuche mit dem galvanischen Strom angestellt; sie gaben aber in sofern kein günstiges Resultat, als die Entsilberung im Laufe mehrerer Tage nicht vollständig zu erreichen war.

Altaische Versuche.

Auf den **Altaischen Hütten**[2]) angestellte Versuche ergaben, dass man mittelst dieses Verfahrens nur die Hälfte des Silbergehaltes eines Erzes ausscheiden konnte. Ein Goldgehalt der Erze ging verloren.

Verfahren.

2) *Gurlt's*[3]) **Entsilberungsmethode.** Man behandelt silberhaltiges Erz oder Kupferstein in um ihre Axe sich drehenden Fässern mit Kupferchlorid und Kochsalzlauge, wobei das Silber, ähnlich wie bei der amerikanischen Haufenamalgamation (pag. 228), sich chlorirt und in der Kochsalzlauge auflöst, aus welcher dasselbe mittelst metallischen Kupfers gefällt werden kann.

Diese Methode, am **Com. Unterharz**[4]) versuchsweise für Kupfersteine mit 2 Loth Silbergehalt angewandt, gestattete zwar eine theilweise Extraction des Silbers, man konnte aber das Silber nicht als fertiges Product hinlegen. Bei silberreicheren Substanzen werden vielleicht günstigere Resultate erfolgen.

Dieses Verfahren soll, wegen nicht erforderlicher Röstung, das Vorhandensein von Blei, Antimon und Arsen ohne Nachtheil für das Silberausbringen und die Wieder-

---

1) *Scheerer*, Met. I. 51.
2) *Dingl.*, CXXIV. 115. — B. u. h. Ztg. 1851 p. 800.
3) B. u. h. Ztg. 1851. p. 692. — *Dingl.*, CXX. 433. — Bgwfd. XV. p. 18. — *Kerl*, Oberh. Hüttenproz. 1852 p. 199.
4) *Kerl*, Unterh. Hüttenpr. 1854. p. 103.

verwendung der entsilberten Lauge zur Entsilberung einer neuen Portion Erz etc. gestatten.

§. 87. **Gewinnung des Silbers mittelst unterschwefligsaurer Salze.** *Hauch*[1]) zu Bochnia in Galizien verwandelt das Ag in Erzen und Steinen durch Rösten mit Na Cl in Ag Cl, löst letzteres in unterschwefligsaurem Natron auf und fällt aus dieser Lösung das Ag durch Cu oder Zn.

Hauch's Verfahren.

Nach *Patera's*[2]) Versuchen ist das in verdünntem, kalten Zustande anzuwendende unterschwefligsaure Natron für die Silberextraction wirksamer, als eine concentrirte heisse Kochsalzlösung, indem sich ein Theil Chlorsilber in 60 Theilen Kochsalz und in 2 Theilen unterschwefligsaurem Natron löst. Von der gleichzeitigen Anwendung eines Druckes lässt sich eine Zeitersparung erwarten.

Patera's Versuche.

Fällt man das Silber aus der Lauge von untersch. Natron durch Kupfer, so wird dieselbe, sowie auch das Silber, von Kupfer verunreinigt. Es schlägt deshalb *Patera* vor, die Fällung mit Schwefelnatrium vorzunehmen und die gefällten, an 60% Silber enthaltenden Metalle durch Schmelzen mit Eisengranalien zu zersetzen. Mit Joachimsthaler Erzen angestellte Versuche gaben in Betreff des Silbergehaltes der Rückstände günstigere Resultate, als die Amalgamation.

Bei reichen Silbererzen, welche Antimon- und Arsenverbindungen enthalten, empfiehlt es sich nach *Patera*, diese durch Digestion mit Schwefelnatrium vor der Entsilberung auszuziehen. Bei Behandlung des Rückstandes mit Kupferchloridlösung ging die Chloration des Silbers in erwünschter Weise vor sich.

Percy[3]), von welchem auch das unterschwefligsaure

Percy's Versuche.

---

[1]) *Russegg.*, Reisen IV. 725. Prioritätsanspruch des k. k. Herrn Prof. *Hauch* in Schemnitz über die Anwendung des unterschwefligsauren Natrons zur Silberextraction: Jahrb. der k. k. geolog. Reichsanst. 1853 Nr. 3 p. 544.

[2]) Jahrb. d. k. k. geolog. Reichsanst. 1851 Nr. 1 p. 156; Nr. 3 p. 52.

[3]) *Dingl.*, CXV. 281. Polyt. Centr. 1850 p. 1195. — Bgfd. XIV. 190. — B. u. h. Ztg. 1849 p. 640.

Natron zur Silberextraction vorgeschlagen ist[1]), macht auf die Anwendbarkeit des unterchlorigsauren Kalkes und des Chlors zur Umwandlung des Silbers in Chlorsilber aufmerksam, so wie auch auf den unterschwefligsauren Kalk als wohlfeiles Surrogat für das unterschwefligsaure Natron. Aus der Lösung in letzterem kann das Silber im geschwefelten Zustande ausgefällt werden. Gleichzeitig lässt sich bei diesem Verfahren das Gold ausziehen.

Sämmtliche in Vorschlag gebrachte Methoden, welche sich auf die Anwendung unterschwefligsaurer Salze basiren, scheinen eine Anwendung im Grossen noch nicht gefunden zu haben.

c) Patera's Verfahren.

Dagegen erhielt *Patera*[2]) bei Anwendung des nachstehenden Verfahrens zur Entsilberung der reichen Joachimsthaler Erze mit 7—14 Mark Silber pro Centner und einem Gehalt an Antimon, Arsen, Kupfer, Wismuth Eisen, Nickel und Kobalt günstige Resultate. Die Erze werden nach *Cumenge's* Verfahren mit Wasserdampf abgeröstet und das Röstgut in hölzernen Bottichen mit Königin-Wasser, einem Gemenge von mässig verdünnter Schwefelsäure und Salpeter, behandelt. Dabei gehen Silber, Kupfer, Wismuth, Nickel, Kobalt und wenig Eisen in Lösung. Aus der silberhaltigen Lauge wird das Silber durch Kochsalz niedergeschlagen und das Chlorsilber mittelst eines galvanischen Apparates zerlegt und geschmolzen. Aus der zurückbleibenden sauren Lauge wird durch Neutralisation mit gepulvertem Kalkstein Eisenoxyd und arsensaures Eisenoxyd gefällt, Kupfer und Wismuth durch Schwefelwasserstoff entfernt und endlich Nickel und Kobalt durch Aetzkalk niedergeschlagen. — Zur Trennung des Arsens von Metallen im Grossen schlägt *Patera*[3]) vor, die Arsenverbindung mit Kohlenstaub in Flammöfen zu rösten, das Röstgut mit einem Gemenge von 15% entwässerter Soda und 1% Natronsalpeter im Flammofen

[1]) B. u. h. Ztg. 1850 p. 685.
[2]) B. u. h. Ztg. 1855 Nr. 16.
[3]) Oesterr. Zeitschr. 1855 p. 174.

bei Luftzutritt zu glühen und die geglühte Masse mit Wasser auszulaugen.

Patera's neuestes Verfahren.

Patera[1]) hat das obige Verfahren wieder verlassen und die nachstehende Methode zur Entsilberung der reichen Joachimsthaler Erze als vortheilhafter erkannt, indem sich die Erze gleichförmig, mit sehr geringen Kosten und sehr geringem Metallabgange zu Gute machen lassen:

Die Erze werden in einem Muffel- oder Flammofen nach *Cumenge's* Vorschlag (Bd. I. p. 19) mit Wasserdampf abgeröstet, wodurch das Silber in jedem Erze, mag es darin schon als Metall oder mit Schwefel, Schwefelarsen oder Schwefelantimon vorkommen, in den metallischen Zustand übergeführt wird. Durch Behandlung des Röstgutes mit einem Gemenge von mässig verdünnter Schwefelsäure und Salpeter (Königinwasser) in hölzernen Bottichen zeiht man das Silber nebst Nickel-, Kobalt-, Kupfer- und Wismuthoxyd aus, fällt das Silber aus der abgegossenen Lösung durch Kochsalz als Chlorsilber aus, reducirt dasselbe mittelst eines einfachen galvanischen Apparates und schmilzt das Silber ein. Die Rückstände werden unter Umständen noch ein oder mehrere Male aufgearbeitet.

Aus der entsilberten Lösung lassen sich die übrigen nutzbaren Metalle noch mit Vortheil ausscheiden. Nach einem Zusatz von Eisenchlorid schlägt man mittelst gepulverten Kalksteines arsensaures Eisenoxyd und Eisenoxydhydrat nieder, fällt Kupfer und Wismuth durch Schwefelwasserstoff aus und dann die Oxyde des Nickels und Kobalts durch Aetzkalk.

---

[1]) Jahrb. d. k. k. geolog. Reichsanst. 5. Jahrg. Nr. 2 p. 611. — B. u. h. Ztg. 1855 p. 131.

XI. Gold.

Erze.

§. 88. Golderze. Nur selten findet sich das Gold vererzt, z. B. im Blättertellurerz $\dot{Pb}^9 \dddot{Sb} + Pb^9 Au^2 Te^6$ mit 6,5—8,5 Au. Das wichtigste Golderz ist das gediegene Gold, welches meistens in Verbindung mit andern Metallen, als Ag (1—40%), Hg, Cu, Fe, Pd etc. sehr verbreitet vorkommt[1]), und zwar

Berggold.

1) als Berggold auf seiner ursprünglichen Lagerstätte, meist auf Gängen, seltener auf Lagern, vorzüglich in Begleitung von Quarz, Schwefelkies (Goldkies) und Brauneisenstein, dann aber auch mit Silber-, Kupfer- und Bleierzen, Arsenkies, Zinkblende, Grauspiessglanz etc.

rbindungs-weise des Goldes.

Der Goldgehalt in den kiesigen Erzen ist sehr variabel und zu vermuthen dass das Gold nicht immer im metallischen Zustande, sondern zuweilen vererzt darin vorkommt.[2]) Als Vererzer scheinen nach *Plattner* ausser Selen und Tellur auch Antimon und Arsen aufzutreten und das Gold entweder mit denselben direct oder in geschwefeltem Zustande mit ihren Schwefelungen verbunden zu sein, vielleicht als $\dddot{Au}^2 (\dddot{As}, \dddot{Sb})^3$.

---

1) Ueber die geogr. Verbreitung des Goldes: B. u. h. Ztg. 1851 p. 729. — *Karst.*, Syst. d. Metallurgie I. 233. — Neuer Schauplatz der Bgwkde. Bd. XII. 1. — Polyt. Centr. 1854 p. 885. — *Erdm.*, J. f. pr. Ch. LXI. 435. — *Schubarth*, techn. Chem. 1851 II. 346.

2) *Plattner*, Probirk. 1853 p. 417. — *Grützner*, die Augustin'sche Extraction. 1851 p. 164.

Zu Freiberg[1]) enthält der aufbereitete Schwefelkies, wenn auf den Gängen gleichzeitig Schwefelantimon oder fein eingesprengtes Rothgiltigerz oder andere antimonhaltige Silbererze vorkommen, stets mehr Gold (10—20 Loth oder 0,29—0,58% Ag und darin pro Mark 0,5—0,8 Grän Au), als derjenige, welcher auf Gängen und Lagern bricht, die keine Silbererze führen. Letzterer enthält im Centner 0,25—1,0 Loth oder 0,007—0,03% Silber und in der Mark Silber 0,15—0,18 Grän Gold.

Goldgehalt verschiedener Erze.

Die Erze des Rammelsberges[2]) am Harze (Bd. II. p. 73) enthalten $^1/_{7300000}$ Gold, welches sich in der Mark Silber auf $^3/_8$—$^3/_4$ Grän anreichert. In den Zinkblenden des Oberharzes[3]) findet sich ein geringer Goldgehalt ($^1/_{29,500,000}$). Der Arsenikkies von Reichenstein, die Silbererze Ungarns und Siebenbürgens, die Kiese Salzburgs, Tyrols etc. enthalten Gold.

Dass das Gold in den Kiesen meist gediegen vorkommt, beweist der Umstand, dass sich dasselbe durch Verwaschen und durch Amalgamation ausziehen lässt.

Pettenkofer[4]) fand in vielem Gold des Handels 2—3 Tausendstel Platin. *Percy* und *Smith*[5]) entdeckten Gold in vielen Proben Blei und dessen Verbindungen (Mennige, Bleiglätte, Bleiweiss, Bleioxydchlorid, Bleizucker), jedoch stets in unwägbaren Mengen, obwohl meist 2000 Grm. und mehr Probegut in Arbeit genommen wurden.

Platingehalt der Golderze.

2) Als Waschgold[6]), in Körnern oder Blättchen im Sande der Flüsse und im Seifengebirge, dem von Flüssen aufgeschwemmten lockern Lande. Die Hauptmasse desselben besteht aus Thon und Quarzsand, zwischen welchen Glimmerblättchen, Gerölle von Grünstein, Serpentin, Chloritschiefer, Syenit, Körner von Magnet-, Titan- und Chromeisenstein, Granat, Spinell etc. sich befinden.

Waschgold.

---

1) *Plattner* in B. u. h. Ztg. 1848 p. 628, 649.
2) *Kerl*, die Unterharzer Hüttenprozesse 1854 p. 3. — B. u. h. Ztg. 1853 p. 481.
3) B. u. h. Ztg. 1853 p. 482.
4) *Dingl.*, CIV. 118, 198; CXI 357. — Bgwfd. XII. 38.
5) Polyt. Centr. 1853 p. 888; 1854 p. 885.
6) *Breithaupt*, Winke für das Aufsuchen des Goldes in Alluvionen. B. u. h. Ztg. 1853 p. 595.

[illegible] Weise [illegible] das Gold vor in Amerika (Mexiko, Brasilien, [illegible] Peru, Californien etc.), in [illegible] in Schlesien und [illegible].

§. [illegible] in der Natur vorkommende [illegible] ist, so kommt es [illegible] Erze und Producte [illegible] der übrigen fremden [illegible] zu isoliren und [illegible].

A. Proben für Golderze.

[illegible] und enthalten [illegible].

a) [illegible] durch Verwaschen von [illegible] goldhaltiger Kiese im gerösteten oder ungerösteten [illegible].

In [illegible] verwäscht man mehrere [illegible] in einem Sichertroge von [illegible] Länge und 12–18' Breite, welcher an 3 Seiten [illegible] Rande versehen ist, so lange, bis [illegible] Winkel angesammelt hat. Das [illegible] auf einem Thonscherben getrocknet. [illegible] verwäscht man auch die Trübe von gepochten Erzen.

In Amerika wendet man hölzerne lackirte Scheiben von 12" Durchmesser an und legt in eine Vertiefung des [illegible] das Erz. Bei raschem Drehen der Scheibe gehen die leichten Theile über die Peripherie weg.

b) *Einfaches Schmelzen.* Das Erz, z. B. goldhaltiger Quarz oder Sand, wird mit Potasche und Borax im Tiegel zusammengeschmolzen, wobei sich die fremden Bestandtheile, unter Abscheidung des Goldes, verschlacken.

c) *Ansiedeprobe.* Reichere kiesige Golderze werden mit 8 Bleischweren und ½ Ctr. Borax, nöthigen Falls bei Zusatz von Silber, angesotten (pag. 44) und

[1] Oesterr. Zeitschr. 1858 p. 288. — *Wehrle*, Probir- u. Hüttenkde. Bd. II. p. 520.

das erhaltene Blei abgetrieben. Bei einer gelben Farbe des erhaltenen Kornes ist der Silbergehalt nicht gross. Nach *Aidarow's*[1]) Versuchen findet beim Ansieden kein Goldverlust statt, wohl aber beim Cupelliren durch den Kapellenzug. Das Gold saugt sich nur dann in die Kapellen ein, wenn es zuvor mit Blei verschlackt wird. Wenn das Blei auf der Kapelle unmittelbar eingeschmolzen und zu ihm Gold zugesetzt wird, so findet nach Vollendung der Cupellation kein Goldverlust statt.

d) Analytische Probe. Reiche Golderze digerirt man mit dem 6—12fachen Königswasser (1 Theil Salpetersäure und 2 Theile Salzsäure), erneuert die Säure noch einmal, filtrirt, schlägt aus dem Filtrat das Gold durch Eisenvitriol nieder und treibt dasselbe mit Blei ab.

2) Die Erze sind arm und enthalten erdige Körper oder Schwefelungen als Nebenbestandtheile. 1 Pfd. Civilgew. Probirgut wird entweder unter der Muffel oder auf einem mit Thonwasser überstrichenen Eisenblech, welches man über einen Windofen legt, völlig abgeröstet (wenn Schwefel vorhanden ist), dann mit $1/2$—$1/4$ Pfd. Kali- oder Natronglas, $1/4$ Pfd. schwarzem Fluss (oder $1/8$ Pfd. Potasche und 2 Loth Mehl) und 1 Pfd. Probirblei zusammengemengt, mit Kochsalz bedeckt und entweder in einem Tiegel, oder in mehrere Tuten vertheilt, 2 Stunden geschmolzen. Das erfolgende Werkblei wird zerschnitten, die einzelnen Stücke auf Scherben verschlackt, bis ein König resultirt, der dann abgetrieben wird. Bei sehr armen Erzen nimmt man bis 3 Pfd. Probirgut.

Da beim Abrösten goldhaltiger Erze nicht unbedeutende Röstverluste entstehen sollen, so schmilzt man dieselben auch wohl ungeröstet mit 4 Theilen Potasche, $1/4$ Glas und Borax, $1/6$ Kohlenstaub und 8—12 Theilen Glätte unter einer Kochsalzdecke.

Nach *Pettenkofer*[2]) ist der Bleiglätte, wegen des Schwankenden in ihrem Gehalte an edlen Metallen, Bleizucker vorzuziehen (pag. 49). Die Masse muss in ganz vollständigen Fluss kommen.

---

[1]) Bgwfd. XVIII. 1.
[2]) Bgwfd. XI. 49.

B. Proben für goldhaltige Legirungen.

1) Goldhaltiges Wismuth und Blei werden entweder direct abgetrieben oder bei sehr geringem Goldgehalt zuvor verschlackt.

2) Goldhaltiges Zinn wird unter der Muffel oxydirt, mit 16 Theilen Kornblei und 4 Theilen Borax angesotten und abgetrieben.

3) Goldhaltiges Eisen, Roheisen und Stahl wird mit Salpetersäure oxydirt, die entstandene Flüssigkeit zur Trockne gedampft und die trockne Masse mit 8—12 Theilen Kornblei, 2—3 Theilen Borax und 1 Theil Glaspulver verschlackt.

4) Goldhaltiges Quecksilber wird bei ganz allmählig steigender Temperatur mit 8 Theilen Kornblei angesotten.

5) Goldhaltiges Kupfer wird mit 16—18 Theilen Kornblei angesotten. Wenn die Menge des Kupfers wenigstens $1^1/_2$ Theil auf 1 Theil Gold beträgt, so lässt sich die Legirung direct mit Salpetersäure untersuchen.

6) Silberhaltiges Gold kann durch Behandlung mit Salpetersäure geschieden werden und zwar gelingt diese Operation (Quartation) dann am vollständigsten, wenn auf 1 Theil Gold $2^1/_2$—3 Theile Silber vorhanden sind. Ist mehr Gold vorhanden, so muss die Legirung mit einer verhältnissmässigen Menge Silber durch Abtreiben mit Blei vereinigt werden (Inquartation). Enthielt die Legirung Kupfer, so wird dasselbe bei diesem Abtreiben beseitigt, wenn eine hinreichende Menge Blei angewandt wird. Diese darf aber wieder, ohne Metallverluste nach sich zu ziehen, eine gewisse Grenze nicht überschreiten.

Die anzuwendende Bleimenge richtet sich nach dem Goldgehalte der Legirung und muss derselbe, um demnächst zu einem richtigen Resultat zu gelangen, durch eine vorläufige Probe ungefähr ermittelt werden. Dies geschieht entweder mittelst des Probirsteines[1]) oder dadurch, dass man das Gold bei tiefgelber Farbe mit dem 3fachen Gewicht, bei lichtgelber Farbe mit dem 2fachen Gewicht und bei weisser Farbe mit dem gleichen Gewicht

[1]) *Wehrle*, Probir- u. Hüttenkunde 1841 II. 531.

Silber bei Zusatz von höchstens 32 Theilen Blei auf der Kapelle abtreibt und das erfolgende Korn, wie später angegeben wird, durch Behandeln mit Salpetersäure auf seinen Goldgehalt prüft. Nach diesem gefundenen Goldgehalt lässt sich dann aus Tabellen [1]) ersehen, wieviel Blei beim Abtreiben der Hauptprobe genommen werden muss. Je nachdem die Legirung einen geringen oder hohen Goldgehalt hat, nimmt man das 32fache bis 8fache Blei auf $1/2$ Grm. (in Frankreich) oder $1/32$ Loth köln. Civilgewicht = 1 Mrk. à 24 Kar. à 12 Grän Probirgewicht Legirung. Auch wendet man wohl nur $1/2$ Mark an und macht die Proben doppelt. Probirgut und Silber werden in einem Scarnitzel in eine Kapelle gesetzt, nachdem die erforderliche Bleimenge darin zum Treiben gekommen ist, und letzteres bei etwas höherer Temperatur, als bei Silberproben, zum Ende gebracht. Man fügt wohl beim Abtreiben der mit Silber beschickten Goldprobe 100 Tausendtheile Kupfer zu, wodurch das Sprödewerden der Legirung beim nachherigen Ausplatten vermieden werden soll.[2]) Das erfolgende Korn wird mittelst Hammer und Ambos oder zwischen kleinen Walzen unter öfterem Ausglühen und Behämmern des Randes, damit keine Kantenrisse entstehen, in Blechfoım gebracht, das Blech spiralförmig aufgerollt und in einem Glaskölbchen mit verdünnter Salpetersäure von etwa 22° B. bis zum Verschwinden der rothen Dämpfe gekocht, dann dieselbe Operation mit stärkerer Säure von 32° B. zum 2ten und auch wohl zum 3ten Male bis zum Verschwinden der rothen Dämpfe (jedesmal etwa 8—10 Min.) gekocht.[3]) Bei diesem Verfahren wird der Silberrückhalt verschwindend klein. Nachdem das in der spiralförmigen Gestalt des Bleches zurückbleibende Gold mit heissem, destillirten Wasser hinreichend abgespült worden, wird dasselbe in einem Thontiegel geglüht und dann verwogen. Die Salpetersäure versetzt man vorher zweckmässig mit einigen Tropfen salpetersaurem Silber.

---

[1]) *Bodemann*, Probirkst. 1845. p. 158.
[2]) Bgwfd. XIV. 523.
[3]) *Dingl.*, CXIV. 112.

Eine sehr zweckmässige Einrichtung hat das Probirlaboratorium der Münze zu Paris, wo man zum Erhitzen der Kolben Leuchtgas verwendet.[1])

Um das Zusammenschmelzen einer goldreichen Legirung mit gelber Farbe mit Silber zu umgehen, behandelt man dieselbe direct mit Königswasser, verdünnt mit Wasser, filtrirt das Chlorsilber ab, fällt das Gold aus der Lösung durch Kleesäure oder Eisenvitriol[2]) und treibt dasselbe wohl auch, in ein Streifchen Probirblei gewickelt, ab.

Thompson[3]) hat eine Goldscheidungsmethode darauf gegründet, dass er die Legirung bei hoher Temperatur mit Chlorgas behandelt, wobei sich die Unreinigkeiten mit Chlor verbinden, Gold aber nicht.

Becquerel[4]) schlägt das Gold aus seinen Lösungen mittelst galvanischer Kraft auf einem gewogenen Platindraht nieder.

Henry[5]) versetzt die neutrale Goldlösung mit doppelt kohlensaurem Kali, fällt aus derselben das Gold durch feinzertheiltes Kupfer und bestimmt das dabei in Lösung gegangene Kupfer mittelst einer titrirten Auflösung von Blutlaugensalz.

Auf empirischem Wege lässt sich der Goldgehalt in Legirungen mit Kupfer und Silber mittelst Probirstein und Probirnadeln ermitteln.[6])

7) **Goldhaltiges Silber**, welches mehr als 3 Theile Silber auf 1 Theil Gold enthält, wird direct in Rollenform anfangs mit verdünnter, dann zweimal mit concentrirter Salpetersäure behandelt und das stets in Pulverform resultirende Gold nach gehörigem Aussüssen zur Ausziehung der letzten Silbertheilchen mit saurem schwefelsauren Kali oder Natron geschmolzen.

---

1) Polyt. Centr. 1854. Nr. 23 p. 1442 nebst Zeichnungen.
2) Bgwfd. VII. 459.
3) Bgwfd. IV. 523.
4) Bgwfd. V. 54.
5) Bgwfd. XI. 541.
6) *Wehrle*, Probir- u. Hüttenkde. II. 531.

Goldsilberlegirungen von weniger als 75% Silbergealt können in einem Porzellantiegel mit der dreifachen [M]enge reinen Bleies zusammengeschmolzen und nach [d]em Erkalten mit Salpetersäure behandelt werden, wobei [d]as Gold ungelöst zurückbleibt.[1])

8) Platinhaltiges Gold löst man in Königswasser, [s]etzt absoluten Alkohol hinzu, fällt das Platin durch Chlor[k]alium, dann das Gold durch Kleesäure, oder man fällt [d]as Gold erst durch Kleesäure und dann das Platin durch [C]hlorkalium oder Eisen.[2]) *Bodemann*[3]) gibt ein etwas [a]nderes Verfahren an.

Schmilzt man platinhaltiges Gold zu verschiedenen [M]alen mit 3—4 Theilen Silber und behandelt die Legirung mit Salpetersäure, so lösen sich Platin und Silber auf und das zurückbleibende Gold wird zur vollständigen Reinigung noch mit saurem schwefelsauren Natron geschmolzen. Aus der salpetersauren Lösung wird das [S]ilber mit verdünnter Salzsäure ausgefällt, das Chlorsilber abfiltrirt und die Flüssigkeit im Wasserbade zur [T]rockne gedampft. Der Rückstand wird mit Weingeist [b]ehandelt und aus der Lösung das Platin durch Salmiak [g]efällt.[4])

Nach *d'Arcet* kocht man zwei mit dem nöthigen Sil[b]er beschickte Proben, eine mit Salpetersäure und die [a]ndere mit Schwefelsäure. Was die letztere mehr wiegt, [a]ls die erstere, kann als Platin angenommen werden.

Berthier[5]) scheidet Gold und Platin aus ihren Lö[s]ungen durch schweflige Säure, durch welche ersteres [z]uerst gefällt wird.

9) Rhodiumhaltiges Gold schmilzt man mit 3—4 [T]heilen Silber, scheidet mit Salpetersäure und schmilzt [d]as zurückbleibende rhodiumhaltige Gold mit saurem [s]chwefelsauren Natron, wobei sich das Rhodium auflöst.

---

[1]) *Bolley*, Handb. d. techn. chem. Untersuchungen. 1853. p. 203.
[2]) *Dingl.*, LXXXIII. Heft 3.
[3]) *Bodemann*, Probirkst. 1845. p. 173.
[4]) Bgwfd. XII. 39.
[5]) Bgwfd. VI. 382.

Unter Umständen muss man diese Operation wiederholen.

10) Iridiumhaltiges Gold wird mit Königswasser behandelt, wobei das Gold in Lösung geht, das Iridium aber ungelöst zurückbleibt. Aus der Lösung scheidet man das Gold durch Eisenvitriol ab.

11) Arsen- und antimonhaltiges Gold wird nach *Elsner*[1]) in Königswasser gelöst und nach Entfernung der freien Säure alle drei Metalle in pulverigem Zustande Zink mit ausgefällt. Beim Behandeln des getrockneten Metallpulvers mit Chlor werden Antimon und Arsen verflüchtigt und Gold bleibt zurück.

C. Plattner's[1]) Löthrohrproben.

I. Goldhaltige Substanzen, welche keine Legirungen sind.

1) Proben auf trocknem Wege.

a) Eigentliche Golderze mit einem unmerklichen Silbergehalt werden wie eine Silberprobe (pag. 56) behandelt und das erhaltene Korn je nach seiner Farbe verwogen oder gemessen, oder zur Abscheidung des Silbers noch mit Salpetersäure erhitzt.

b) Goldhaltige Silbererze und Hüttenproducte, welche mehr Silber als Gold enthalten, werden, nachdem eine vorläufige Bestimmung des Silbergehaltes stattgefunden hat, in Quantitäten von 10 — 24 Ctr. abgewogen, wenn z. B. der Silbergehalt 8 — 4 Loth im Centner beträgt. Bei einigen Procenten Silbergehalt wiegt man nur 3—5 Ctr. ab. Jede einzelne Probe wird mit Probirblei und Borax angesotten (pag. 56), das zu Würfeln geschlagene Blei von 2 oder 3 Proben (nicht über 15 Löthrohrprobircentner) auf einer Kapelle concentrirt, bis zuletzt ein Werkbleikorn erfolgt, welches fein getrieben wird. Das dabei erfolgende Silberkorn wird gewogen und weiter geschieden.

---

[1]) B. u. h. Ztg. 1845. p. 1128.

[2]) Dessen Probirkunst mit dem Löthrohre. 1853. p. 566.

Silberarme sehr kiesige Erze und Hütten-
.cte (Rohstein, Bleistein) werden, wenn sie nicht
4 Loth Silber im Centner enthalten, je nach ihrer
ıaltigkeit 8—12fach in Posten von 3 Ctr. abgewogen
ıne Kohlenzusatz wie eine Kupferprobe (Bd. II. p. 155)
istet. Enthalten sie weniger Silber, so wird eine
grössere Quantität (50—200 Grm.) auf einer weniger
Wage abgewogen und diese auf einem mit Thon-
einige Male überstrichenen Eisenblech todt ge-
Das Röstgut wird zur Ausziehung der fremden
oxyde in einem Porzellanschälchen anhaltend mit
ersäure digerirt, das Ganze zur Trockne gedampft
ieder mit Wasser behandelt, wobei sich die löslichen
von den unlöslichen trennen. Enthielt das Röst-
iher oxydirte Metalle, z. B. Manganoxyduloxyd, so
ch Gold in Lösung gegangen und muss zur Aus-
g desselben Eisenvitriol zugethan werden. Der fil-
Rückstand wird getrocknet, auf jeden Ctr. mit
. Probirblei und 1 Löffel voll Borax angesotten
as erfolgende Blei in zwei Perioden abgetrieben.
ei sehr armen Erzen scheidet man nach einer
astischen Methode (pag. 260) das silberhaltige Gold
)—30 Probircentnern ab, trennt darauf das Gold mit-
Salpetersäure und bestimmt das Gewicht des Goldes
nem Maassstabe.

) *Plattner's* Probe auf nassem Wege.

rme Erze etc. von kiesiger Beschaffenheit
n in Quantitäten von 50—200 Grm., wie oben an-
en, auf einem Eisenblech sorgfältig abgeröstet und
gefeuchtetem Zustande mit salzsäurefreiem Chlorgas
delt. Die dadurch gebildeten Chloride und auch
oldchlorid werden mit heissem Wasser ausgelaugt,
rhaltene Flüssigkeit mit Salzsäure und zur Ausfäl-
les Goldes im metallischen Zustande mit einer Ei-
riollösung versetzt und einige Zeit warm gestellt.
ausgeschiedene Gold wird auf einem Filter ausge-
.en, das getrocknete Filter verbrannt, der Rückstand
—2 Löthrohrprobircentnern Probirblei und etwas
: angesotten und das erfolgende Bleikorn abgetrie-

ben. Das Goldkorn wird entweder gewogen oder mittelst
eines Maassstabes gemessen.

II. Goldhaltige Legirungen.

1) Gold und Silber. Die Scheidung geschieht durch
Salpetersäure; dieselbe gelingt aber nur vollständig, wenn
die Legirung wenigstens dreimal soviel Silber als Gold
enthält. Das aus aufbereiteten Erzen, Kiesen, steinigen
Hüttenproducten etc. ausgebrachte güldige Silber pfleg
lange nicht den vierten Theil Gold zu enthalten und
kann direct in die Scheidung genommen werden, da
gegen müssen die aus reicheren Golderzen erhaltenen
Metallgemische mit feinem Silber zusammengeschmolzen
werden. Zeigt die Legirung eine messinggelbe Farbe
so schmilzt man 20 Milligrm. davon mit 60 Milligrm
Silber neben ein wenig Boraxglas auf Kohle zusammen
indem man die Reductionsflamme auf die Boraxperle
wirken lässt und das Metallgemisch längere Zeit flüssig
erhält. Bei sehr licht messinggelber Farbe nimmt man
auf 50 Milligrm. Probe 100 Milligrm. Silber und bei gan
silberweisser Farbe auf 100 Milligrm. Probe 60—80 Milli
grm. Silber.

Die gewogene Legirung wird ausgeplattet, zu einem
Röllchen gebogen und in einem Porzellanschälchen be
aufgelegtem Uhrglase ein- oder zweimal mit chemisc
reiner, mässig starker Salpetersäure erhitzt. Das zurück
bleibende, gehörig ausgesüsste Gold wird im Platinlöff
geglüht und gewogen, oder wenn sehr wenig davon vor
handen ist, mit 1 Ctr. Probirblei und etwas Borax in
Sodapapiercylinder angesotten, abgetrieben und das er
folgende Goldkörnchen auf einem Maassstabe gemesse
und dann sein Gewicht berechnet.

2) Gold, Silber, Kupfer. 30—50 Milligrm. werde
je nach dem Kupfergehalt mit 4—8 Ctr. Probirblei au
Kohle mit Borax zusammengeschmolzen, das erhalten
Blei abgetrieben und der Kupfergehalt durch die Diff
renz gefunden. Gold und Silber werden, wie oben ang
geben, geschieden.

3) Gold, Platin, Silber, Kupfer. Das Kupfer wi

›en angeführt, durch Abtreiben von 30—50 Milligrm.
ıng mit Blei entfernt; das erfolgende gewogene
— nachdem dasselbe nöthigen Falls mit Silber oder
neben Borax auf Kohle in dem Verhältniss zusam-
›schmolzen ist, dass auf 1 Theil Gold und Platin
2 Theile Silber kommen, — im ausgeplatteten Zu-
ɜ mit kochender concentrirter Schwefelsäure behan-
wobei sich das Silber auflöst. Den Rückstand, Gold
Platin, schmilzt man mit 3 Theilen reinem Silber
Borax auf Kohle zusammen, plattet das erhaltene
lkorn dünn aus und behandelt dasselbe einige Mal
ochender Schwefelsäure, wobei sich Platin und Sil-
ıflösen. Sollte das zurückbleibende Gold nicht die
Goldfarbe zeigen, so wird dasselbe abermals mit
›ilen Silber beschickt und mit Schwefelsäure ge-

) Palladium und Gold werden ebenso wie Platin
Gold geschieden.

) Iridium und Gold. Man behandelt die Legirung
Königswasser, wobei ersteres Metall ungelöst zurück-
; aus der Lösung wird Gold durch Eisenvitriol oder
ıonchlorür gefällt.

) Gold, Platin, Palladium, Rhodium. 30—50
rm. Legirung werden neben Boraxglas mit 3 Theilen
auf Kohle geschmolzen, das ausgeplattete Korn mit
tersäure behandelt, wobei sich Silber, Palladium
Platin auflösen und rhodiumhaltiges Gold in schwam-
n Zustande zurückbleibt. Dieses wird nach gehöri-
Aussüssen etc. mit dem doppelten Gewicht sauren
ıfelsauren Natron im Platinlöffel zusammengeschmol-
wobei sich Rhodium unter Entwickelung von schwe-
Säure löst. Hört die Gasentwickelung auf und fliesst
lasse ruhig, so giesst man sie vom Golde ab und
rholt die Schmelzung mit dem Natronsalz, bis dessen
gs dunkelrothe bis schwarze Farbe noch wenig gelb-
ırscheint. Das zurückbleibende Gold wird mit destil-
ı Wasser ausgekocht, geglüht und gewogen.

) Gold und Quecksilber. 50 Milligrm. werden
ilberamalgam (pag. 61) behandelt.

[Ve]rschiedene [Me]thoden der [Gold]gewinnung. § 90. **Goldgewinnungsmethoden.** Da das Gold gewöhnlich in metallischem Zustande vorkommt, so ist seine Gewinnung meist weniger schwierig, als die anderer vererzter Metalle. Die dabei anzuwendende Methode pflegt sich nach der Art seines Vorkommens zu richten und entweder rein mechanischer oder rein chemischer oder mechanisch chemischer Natur zu sein.

[Ve]rarbeitungs[wür]digkeit des [Go]ldsandes u. Golderze. Aus **goldhaltigem Sande** lässt sich das Gold bei viel geringerem Gehalte mit Nutzen ausziehen, als aus **Gold-Erzen**, welche bergmännisch gewonnen und zur Extraction desselben mit chemisch wirkenden Agentien (Quecksilber, Blei etc.) behandelt werden müssen. So lässt sich z. B. aus abyssinischem Goldsand, welcher in 100 Theilen 0,000434 Theile Gold enthält, ohne Rücksicht auf den wahrscheinlich nicht unbedeutenden Goldverlust beim Verwaschen noch mit Vortheil Gold gewinnen; ein so armes Golderz würde sich nur unter ganz günstigen Umständen, wenn dasselbe z. B. zugleich Silber oder Kupfer enthielte, mit Nutzen verarbeiten lassen. Der obige Goldgehalt ist indess immer noch viel grösser als der in manchen nicht aufbereiteten Erzen (**Rammelsberg**), welche auf Gold mit benutzt werden. Ein gleichzeitiger Silbergehalt in ärmeren Golderzen ist meist erwünscht, indem er als Ansammlungsmittel für das Gold dient und die Arbeitskosten mit deckt.

[Extr]actionsmittel für Gold. Die hauptsächlich angewandten Extractionsmittel für Gold sind **Quecksilber, Blei und Schwefelkies.**

[Qu]ecksilber. Das Gold vereinigt sich mit dem **Quecksilber** sehr leicht schon bei gewöhnlicher Temperatur und bleibt beim Glühen des entstandenen Amalgams zurück. Schon seit Jahrhunderten wird dieses Verhalten beider Metalle zur Ausziehung des Goldes aus Sand, Berggolderzen etc. angewandt. Die Extraction des Goldes erfolgt um so vollständiger, in je innigere Berührung man das Quecksilber damit bringt.

Blei. Auch das **Blei** ist ein vorzügliches Mittel, bei erhöhter Temperatur fast den ganzen Goldgehalt eines Erzes zu extrahiren. Weniger vollständig geschieht die An-

[Sch]wefelkies. sammlung desselben mit **Schwefelkies** in dem entstehen

en Rohsteine, indem das Gold sich nicht chemisch mit dem Schwefel verbindet, sondern mechanisch von dem Stein aufgenommen wird. Dabei bleibt immer ein Theil Gold in den Schlacken zurück, und zwar um so mehr, je strengflüssiger die Schlacke ist. Bei einem Goldgehalt derselben von 0,0005 % ist sie noch reicher als manches Golderz, woraus es sich erklärt, dass durch eine zweckmässig geleitete Amalgamation das Gold vollständiger gewonnen wird, als durch einen Schmelzprozess.

Vergleichung der Schmelzarbeiten mit der Amalgamation

Beim Rösten gold- und silberhaltiger Rohsteine in Stadeln und Flammöfen erhielt *Tscheffkin*[1]) $2^1/_4 - 28$ % Silberverlust und 32—100 % Goldverlust; *Winkler*[2]) nur 3,4—4,3 % Goldverlust. Diesen Angaben stehen die Erfahrungen *Aidarow's*[3]) entgegen, nach welchem sich beim Rösten güldischer Rohsteine kein Gold verflüchtigt, und sucht derselbe den Grund der früher gemachten Erfahrungen in Betreff der Goldverflüchtigung in der Unvollkommenheit der Proben (pag. 261).

Nach *Karsten*[4]) kann aus armen Golderzen, deren Goldgehalt nur etwa 0,0024 % beträgt, selbst dann, wenn man gar keine Gewinnungskosten für das Erz zu berechnen hat und wenn das Erz mit noch geringeren Kosten, als das 5—6mal ärmere, Gold führende Seifengebirge zu erhalten ist, der Goldgehalt durch Schmelzarbeiten mit ökonomischem Vortheil nicht dargestellt werden, insofern es die Beschaffenheit des Erzes nicht zulässt, den Goldgehalt durch die Aufbereitung zu concentriren und durch Verringerung des Haufwerks die Schmelzkosten herabzustimmen. Durch Amalgamation in Goldmühlen wird sich aber ein Golderz mit dem bezeichneten Gehalte noch mit Vortheil verarbeiten lassen.

Die ärmsten Silbererze (Dürrerze), welche unter be-

---

1) *Tscheffkin*, über den Gold- und Silberverlust bei Röstarbeiten. Weimar 1836 p. 10.

2) *Lampad.*, Fortschr. 1839. p. 58. — *Erdm.*, J. f. pr. Chem. 1839. Nr. 4.

3) Bgwfd. XVIII. 1.

4) *Karst.*, Metallurgie IV. 654.

sonders günstigen Umständen sich noch mit Vortheil verarbeiten lassen, enthalten 0,03125 % Silber, und es ist dies nur möglich wegen der grossen Verwandtschaft des Silbers zum Schwefel beim Verschmelzen der Erze mit Schwefelkies. Da Gold, wie bereits oben angeführt, bei einem derartigen Schmelzen nur mechanisch in den Stein geht, zum Theil aber in der Schlacke zurückgehalten wird, so ergiebt sich hieraus das Unvortheilhafte einer Roharbeit für reine Golderze. Bei einem gleichzeitigen Silbergehalt der Golderze vermindert sich der Goldverlust bei der Roharbeit nicht, indem das Silber sich mit Schwefel verbindet und das Gold mechanisch in den Stein geht. Bei einem geringen Goldgehalt der Silbererze nimmt man gewöhnlich beim Schmelzen auf ersteren keine besondere Rücksicht (Ungarn, Unterharz), steigt derselbe aber, so sucht man denselben vor dem Verschmelzen der Erze zum grössten Theil auszuziehen durch Verwaschen, durch Goldmühlen etc. Wenngleich Blei ein sehr wirksames Mittel zur Concentration des Goldgehaltes der Erze ist, so erfolgt der Prozess im Grossen so rasch, dass eine vollständige Absonderung des Goldes aus der Schlacke nicht stattfinden kann. Ausserdem müssen goldarme Erze (z. B. mit 0,001—0,002 % Gold) bei der Kostspieligkeit des Bleies wiederholten Concentrationsschmelzen unterworfen werden, weil sie bei directem Verschmelzen mit bleiischen Producten ein armes durch Verschmelzung mit neuen Erzquantitäten noch anzureicherndes Werkblei und einen goldhaltigen Bleistein geben, wodurch der Schmelzprozess noch kostspieliger wird, als durch Concentrationsarbeiten mit dem goldhaltigen Stein. Dieser wird entweder im gerösteten oder ungerösteten Zustande mit bleiischen Zuschlägen und Schlakken, oder mit rohem Bleiglanz und Eisen in Schachtöfen verschmolzen, oder in ungeröstetem Zustande in Blei eingetränkt. Der bei dieser Operation entstehende Bleistein wird zur Ausziehung seines Goldgehaltes entweder im gerösteten Zustande beim Verbleien zugeschlagen, oder mit bleiischen Zuschlägen und Schlacken verschmolzen. Durch Einträuken des Rohsteins in Blei wird

der Goldgehalt unvollständiger ausgezogen, als durch Verschmelzen desselben mit bleiischen Producten.

Nach Vorstehendem ist anzunehmen, dass die **Amalgamation** der Golderze das einfachste, wohlfeilste und zweckmässigste Mittel zur Ausziehung des Goldes sein müsse. Ungeröstete Erze sind den gerösteten bei der Behandlung vorzuziehen, indem in ersteren die Goldstäubchen eine reine metallische Oberfläche haben. Nur solche Erze, in denen das Gold an Tellur, Arsen etc. gebunden ist, müssen zuvor geröstet werden.

Amalgamation in Mühlen u. Fässern.

Goldmühlen geben ein besseres Ausbringen als die Amalgamation in Fässern, weil in ersteren das Gold mit dem Quecksilber in innigere Berührung kommt. Auf diese Weise lassen sich aus aufbereiteten Erzen von 5 Theilen ihres Goldgehaltes 4 Theile durch Amalgamation ausziehen, und nur 1 Theil bleibt im Erze zurück.

Goldgehalt verschiedener Erze.

Wie bereits angeführt, ist es nur unter ganz besonderen Umständen möglich, eigentliche Golderze mit $^1/_{13}$ Loth Gold in 100 Pfd. Erz oder mit 0,0024 % Gold ohne Nachtheil zu verschmelzen. Dagegen können noch geringere Mengen Gold oft mit Vortheil gewonnen werden, wenn die Erze gleichzeitig Silber oder Kupfer führen (Unterharz). So enthalten z. B. die armen Silber- und Golderze vom Altai in 100 Pfd. $1^1/_3$ Loth Silber mit 2 % Gold, oder 0,000781 % Gold in 100 Theilen Erz; die unaufbereiteten Erze zu Kremnitz 0,0005 %, die aufbereiteten, zur Verschmelzung kommenden Erze und Schliege 0,0015 % Gold; die zum Verbleien kommenden, aufbereiteten armen Golderze im Nagybanjaer Districte 0,00088 %, die reichsten in diese Arbeit gegebenen Erze 0,0048 %; die aufbereiteten Erze zu Arany-Idka in Oberungarn, welche zur Amalgamation kommen, 0,000651 %; die Salzburger unaufbereiteten Erze 0,000156 %; die Arsenikkies-Rückstände von Reichenstein 0,002367 %.

Während wirkliche Silbererze (Dürrerze) bei einem Silbergehalt von 1 Loth pro Ctr. = 0,03125 % kaum noch mit Vortheil zu verarbeiten sind, so lässt sich das Silber aus Kupfer- und Bleierzen, wenn diese auch nur resp.

$^1/_3$ und $^1/_5$ Loth im Centner haben, oft noch mit Vortheil darstellen.

Mag zur Ausziehung des Goldes ein Prozess angewandt werden, welcher wolle, so resultirt dabei fast immer ein silberhaltiges Gold, welches noch auf trockenem oder nassem Wege einer Scheidung bedarf.

Die Goldgewinnungsmethoden lassen sich wie folgt classificiren:

Goldgewinnungsmethoden.

I. Abtheilung. Gewinnung des Goldes aus Goldsand.

1. Abschnitt. Durch blosses Verwaschen mittelst Menschenkräften in Schüsseln oder mittelst Maschinen. Amerika, Südaustralien, China, Russland, Rhein etc.

2. Abschnitt. Durch Verwaschen und Amalgamiren in Schalen, Trögen oder Mörsern. Ungarn, Siebenbürgen, Croatien, Banat, Russland, Portugal, Brasilien, Tibet etc.

3. Abschnitt. Durch Verschmelzen in Hohöfen auf goldhaltiges Roheisen und Abscheidung des Goldgehaltes mittelst Säuren. Sibirien.

II. Abtheilung. Gewinnung des Goldes aus erdigen Erzen.

1. Abschnitt. Goldhaltige Quarze werden durch Poch- oder Quetschwerke zerkleint, verwaschen und amalgamirt. Amerika.

2. Abschnitt. Güldische Dürrerze werden mit Schwefelkies zusammengeschmolzen (Güldische Roharbeit) und aus dem dabei entstehenden goldhaltigen Steine das Gold durch Blei ausgezogen. Siebenbürgen.

III. Abtheilung. Gewinnung des Goldes aus kiesigen Erzen.

1. Abschnitt. Durch Verwitternlassen und Waschen der Schwefelkiese. Marmato.

2. Abschnitt. Durch Mahlen und Amalgamiren.

1. Kapitel. Amalgamiren in Mörsern. Siebenbürgen.

2. Kapitel. Amalgamiren in Mühlen. Piemont, Salzburg, Tyrol.

3. Kapitel. Amalgamiren durch die Quecksilbersäule nach *Lill*. Schmöllnitz.

3. Abschnitt. Durch Waschen, Rösten mit Kochsalz und Amalgamiren. Salzburg, Freiberger Versuche.

4. Abschnitt. Durch Rösten und Behandeln des Röstgutes mit Chlor nach *Plattner's* Methode. Reichenstein.

5. Abschnitt. Ausziehen des Goldes mittelst Königswassers und Fällen desselben aus der Lösung. Chessy.

6. Abschnitt. Durch Schmelzen mit Blei oder bleischen Producten, insofern solches nicht schon in den Erzen (Silber-, Kupfererzen) vorhanden ist. Ungarn, Siebenbürgen, Unterharz.

IV. Abtheilung. Gewinnung des Goldes aus seiner Legirung mit Silber.

1. Abschnitt. Auf trocknem Wege.

1. Kapitel. Durch Grauspiessglanz (durch Guss und Fluss).

2. Kapitel. Durch Cementation mittelst chlorhaltiger Cementirpulver.

2. Abschnitt. Auf nassem Wege.

1. Kapitel. Mittelst Salpetersäure (Quartation). Aelteres Verfahren am Unterharz, zu Kremnitz etc.

2. Kapitel. Mittelst Schwefelsäure.

1) in Gefässen von Platin. Münze zu München, Petersburg etc.

2) in Gefässen von Gusseisen. Kremnitz, Wien, München, Paris, Hamburg, Frankfurt etc.

3) in Gefässen von Porzellan. Unterharz.

3. Kapitel. Mittelst Königswassers und Ausfällen des aufgelösten Goldes durch Eisenvitriol, Oxalsäure, Ameisensäure, Antimon- oder Arsenchlorür, Schwefelwasserstoff etc.

V. **Abtheilung**. Gewinnung des Goldes aus seine Legirung mit Kupfer.

1. Abschnitt. Durch Zusammenschmelzen mit und Saigern.

2. Abschnitt. Durch Abtreiben mit Blei.

3. Abschnitt. Durch Säuren, auf nassem Weg

Werth des Goldes.

1 Mark ($^1/_2$ Pfd.) feines Gold ist im Handel 208 Thlr. werth.

Nach *Kraus*[1]) gilt 1 Mark Gold = 15 Mark Sill 200 Pfd. Quecksilber = 575 Pfd. Messing = 675 Kupfer = 860 Pfd. Zinn = 4160 Pfd. Blei = 5500 Eisen. — 1 Pfd. Gold gilt 719 Guld. österr. Conv. M 1 Pfd. Silber 47 Guld. 12 Kr. Conv. Münze. 1 M Gulden in Gold wiegt beinahe 13 Ctr. 82 Pfd. (da 20 caten 40 Loth) und fasst 222,222$^2/_9$ Ducaten. 1 M Gulden in Silber wiegt 211 Ctr. 86 Pfd. 14$^1/_{10}$ 1 östr. Guld. = 60 Kreuz. = 21 Sgr. preuss. = 16 9$^3/_5$ Pf. hannov.

Die Unze südaustralisches Gold wird auf 3 18 Schill. 4 Pence geschätzt[2]) und eine Unze calif scher Goldstaub hat einen Werth von 18 Dollar 20 bei 2,1% Schmelzverlust und 902 Tausendtheilen gehalt und einen Werth von 15 Dollar 70 Cent 12,2 % Schmelzverlust und 866 Tausendtheilen gehalt.[3])

I. Abtheilung.

Gewinnung des Goldes aus Goldsand.

§. 91. Allgemeines. Das meiste im Verkehr culirende Gold wird aus Goldsand oder verwitterten

[1]) Jahrb. f. d. B. u. Hüttenmann des österr. Kaiserstaates 1 57. — Ueber den Werth des Goldes. Bgwfd. I. 384. II. 1

[2]) B. u. h. Ztg. 1852. p. 224.

[3]) Bgwfd. XV. 46. — 1 Unze = $^1/_{16}$ Pfd. engl. = 0,0288 1,888 Loth. hannov. 1 Pfd. Sterl. = 20 Schill. à 12 Pence = 6 18 gGr. 4$^4/_5$ Pf. hannov. = 6 Thlr. 23 Sgr. preuss. 1 Dollar = 100 = 1 Thlr. 12 Sgr. 10 Pf. preuss. = 1 Thlr. 10 gGr. 3,2 Pf. h

haltigen Felsarten, die sich über bedeutende Strecken hin ausbreiten, gewonnen. Bis zu welchem Goldgehalte ein solcher Sand noch bearbeitungswürdig ist, lässt sich im Allgemeinen nicht bestimmen, sondern ist an verschiedenen Gewinnungsorten Erfahrungssache.

Bearbeitungswürdigkeit des Goldsandes.

Der Goldsand des Urals, der eine sehr ansehnliche Production zur Folge hat, enthält durchschnittlich nur 0,000005 Gold und ist noch bei 0,000001 Goldgehalt nutzbar. Der bearbeitungswürdige Rheinsand hält durchschnittlich 0,000000132 Gold, der Sand in Sibirien gibt mal und der in Chili 10mal mehr Gold als der reichste Rheinsand. Der ärmste noch waschfähige Rheinsand hält 0,00000012 Gold, bei 0,000000008 ist er nicht mehr bearbeitungswürdig. In Sibirien wird der Sand mit 0,000001 Goldgehalt nicht mehr für bearbeitungswürdig gehalten, obgleich er $7^1/_2$mal reicher ist, als derjenige, welchen die Goldwäscher am Rheine gewöhnlich behandeln.[1])

Im Jahre 1836 wurden aus 100 Ctr. sibirischem Goldsand 0,77—2,30 Loth und im Jahre 1849 aus 100 Ctr. californischem Sande 5 Loth Gold ausgewaschen. Von 1819—1850 wurden am Ural und in Sibirien 19,373 Pud = 675,055 Berlin. Pfd. Gold à 438 Thlr. aus 7,439,232,000 Pud Goldsand (mit 1 Loth Gold im Ctr.) gewonnen.

Nach *Cotta*[2]) enthalten 1000 Ctr. Golderze in Salzburg und Tyrol (goldhaltiger Quarz mit Kiesen) für 316 Thlr., am Monte Rosa (Goldkiese) für 533—22666 Thlr., am Ural (Goldsand) für 20000 Thlr. und in Californien (Goldsand) für 200000—260000 Thlr. Gold.

Der Gehalt an chemisch reinem Golde variirt im sibirischen Waschgolde zwischen 84—91 %, im Waschgolde von Borneo zwischen 82,9—93,7 %, im califorfornischen Waschgolde zwischen 89,2—89,7 %.[3])

---

[1]) Bgwfd. XI. 43, 307, 713.

[2]) Geolog. Briefe aus den Alpen. Leipzig 1850 p. 155. — Bgwfd. XIII. 575.

[3]) Goldanalysen: *Berthier*, met. analyt. Chem. nach *Kersten* II. 789. *Dingl.*, CXII. 116. — *Erdm.* J. f. pr. Ch. XLVI. 405. XLIX. 171. — *Liebigs* Jahresbericht. 1849.

I. Abschnitt.

Gewinnung des Goldes durch Verwaschen von Goldsand.

§. 92. Allgemeines. Diese Methode ist sehr unvollkommen, weil dabei sowohl diejenigen Goldtheilchen verloren gehen, welche noch in den festen Sand- und Thonpartikeln enthalten sind, als auch jene, welche vermöge ihrer Zartheit vom Wasser mit fortgerissen werden. Je reicher der Sand, desto grösser ist auch unter übrigens gleichen Umständen der Verlust; auch lassen sich die Goldkörner niemals vollständig von allen Beimengungen, besonders von Körnern schwererer Erze (Magneteisenstein, Titaneisen etc.) befreien. In verwaschenem Zustande ist das Gold häufig schon Handelswaare, wird jedoch wohl zuvor mit Potasche, Borax und Salpeter in feuerfesten (z. B. hessischen) Tiegeln zusammengeschmolzen.

Verfahren. Das Verwaschen geschieht entweder mit der Hand in Kürbisschaalen[1], in hölzernen Schüsseln *(batea)* oder Trögen oder mittelst mehr oder weniger vollkommener Waschmaschinen.[2])

Gewinnungsorte. Auf diese Weise wird Goldsand verarbeitet in Amerika (Brasilien[3]), Californien[4]) etc.), Südaustra-

---

[1]) *Russegg*, Reise III. 313. 727. 747.

[2]) *Karstens* Metallurgie I. 233. — *Zerrenner*, Anleitung zum Gold-, Platin- und Diamantwaschen. 1851 p. 1. — B. u. h. Ztg. 1847 p. 769.

[3]) *Eschwege*, Pluto Brasiliensis. 1833. — Ann. d. min. 1. sér. II. 199; 2. sér. I. 178; III. 283. — *Karsten's* Arch. XVII. 321. — B. u. h. Ztg. 1842. p. 752. — *Burmeister*, Reise nach Brasilien. Berlin 1853. p. 591. — *Zerrenner*, Anleitung zum Goldwaschen etc. 1851. p. LXXVIII. — Bgwfd. IV. 68; XVII. 686.

[4]) Bgwfd. XII. 767, 783, 800; XIII. 26, 256, 288, 351, 371, 398, 575, 591, 822; XIV. 1, 31, 46; XV. 31, 481. — B. u. h. Ztg. 1850. p. 52, 88, 159, 495; 1853 p. 273; 1854 Nr. 26. — *Pogg.*, LXXVIII. 96. — Analysen des californischen Goldes: *Dingl.*, XII. 116; *Erdm.*, J. f. pr. Chem. XLVI. 405; Bgwfd. XII. 671; XIII. 142; Ann. d. min. 4. sér. XVI. 127; *Liebig's* Jahresber. 1849. p. 716. — Zusammensetzung des Goldsandes v. Californien, Südamerika, vom Ural und vom Rhein: B. u. h. Ztg. 1860. p. 52. — *Dingl.*, CXIV. 287. — *L. v. Tengoborski*, über die goldführenden Lagerstätten Californiens und Australiens, deutsch von

lien[1]), China[2]), Sibirien[3]), am Rhein[4]), in Schlesien[5]), Baiern[6]), Schwarzburg-Rudolstadt[7]), Böhmen[8]), Salzburg[9]), Steiermark[10]), Ungarn und Siebenbürgen[11]), Ural[12]), Baden[13]) etc.

In Sibirien angestellte Versuche[14]) haben ergeben, dass der Goldsand 131 mal mehr Gold enthält, als durchs gewöhnliche Verwaschen erhalten wird.

2. Abschnitt.

Gewinnung des Goldes durch Verwaschen und Amalgamiren des Goldsandes.

§. 93. Allgemeines. Diese Methode ist weit vollkommner als die vorige, und es kommt nur darauf an, durch Versuche auszumitteln, wie weit der Sand ver-

Zweckmässigkeit dieser Methode.

Hartmann. Weimar 1853. — Jahrb. d. k. k. geolog. Reichsanst. 1850 Nr. 4 p. 718; 1851 Nr. 2 p. 172; Nr. 3 p. 121.

1) Bgwfd. XV. 382, 799; XVI. 48. — *Karsten's* Arch. XXIV. 598. — Jahrb. d. k. k. geolog. Reichsanst. 1852 Nr. 1 p. 148.

2) Bgwfd. XVI 17.

3) *Rose's* Reise nach dem Ural etc. 2 Bde. 1837 u. 1842. — *Kraus,* Jahrb. f. d. östr. B. u. Hüttenw. 1852 p. 161. — Bgwfd. VII. 97; IX. 79; X. 481. — B. u. h. Ztg. 1842 p. 148, 289; 1844 p. 567; 1845 p. 713, 755; 1847 p. 705, 769; 1850 p. 52, 88, 159, 495; 1852 p. 529; 1853 p. 173. — *Zerrenner,* Anleitung zum Gold-, Platin- und Diamantwaschen. Leipzig 1851 p. XLV. — *Lampad.,* Fortschr. 1839 p. 100. — Ann. d. min. 1 livr. de 1843 p. 19. — *Cotta,* Gangstudien II. 470. — Oestr. Zeitschr. 1854 p. 229. — *Kraus,* östr. Jahrb. 1852 p. 161.

4) Bgwfd. I. 373; XI. 43, 307, 713. — *Dumas,* angew. Chem. IV. 441. — *Zerrenner,* c. l. p. LXVII.

5) *Karst.,* Arch. 2 R. II. 209; Bgwfd. XII. 395; XV. 409. — *Kraus,* Jahrb. 1852. p. 125.

6) B. u. h. Ztg. 1846 p. 614.

7) B. u. h. Ztg. 1842 p. 837. — *Zerrenner,* c. l. p. LXXII.

8) Zeitschr. f. d. östr. B. u. Hüttenw. 1854 p. 67. — J. d. k. k. geol. Reichsanst. 1851 Nr. 2 p. 164; 1854 Nr. 1 p. 210. — Bgfd. XIII, 197.

9) *Zerrenner,* c. l. p. LXXV.

10) Ibid. p. LXXVI.

11) Ibid. LXXVII. — Jahrb. d. k. k. geolog. Reichsanst. 1854 Nr. 1 p. 230. — Oestr. Zeitschr. f. Berg- u. Hüttenwesen. 1854 p. 91.

12) Bgwfd. II. 494.

13) Bgwfd. I. 373.

14) *Zerrenner,* c. l. LXIX.

waschen werden muss, um einen hinlänglich concentri
Schlieg zur Behandlung mit Quecksilber zu erhalten.
'erfahren. Anquicken geschieht gewöhnlich in steinernen
eisernen Mörsern, Schaalen oder Trögen in
Weise, dass man 1 Theil Sand mit 2 Theilen Quec
ber darin mit einem hölzernen Pistill so lange zusam
reibt, bis erfahrungsmässig das Gold in's Quecksi
übergegangen ist. Das abgesonderte Metallgemisch
durch Beutel von Leder, Barchent oder Zwillich gep
und das feste Amalgam im offenen Feuer oder in
schlossenen Apparaten, z. B. im Glockenofen (Bd.
Taf. III. Fig. 18) oder in Retorten ausgeglüht. Ein
cher Destillirofen wird ganz einfach dadurch hergest
dass man auf ein mit Wasser gefülltes rundes Gefäss
durchlöcherte Thon- oder Eisenplatte legt, darauf
Amalgam thut, über diese Vorrichtung einen Tiegel st
und diesen mit dem Untergefäss lutirt. Beim Erhi
des Tiegels durch ein umgelegtes Kohlenfeuer desti
das Quecksilber ab und condensirt sich in dem im U
satze befindlichen Wasser. Das zurückbleibende G
wird noch auf einer eisernen Platte ausgeglüht un
Graphittiegeln für sich oder mit Borax eingeschmol
Ein besseres Flussmittel als Borax soll unterborsa
Natron [1]) sein.

Der gewöhnlich noch goldhaltige Rückstand
wohl abermals aufbereitet und angequickt. *Kleimen*
hat auf sibirischen Goldwäschereien einen eigenthüm
construirten Amalgamirheerd eingerichtet, welcher
günstige Resultate geben soll.

Das Anquicken in Mörsern etc. ist jetzt noch
winnungs-orte. Ungarn, Siebenbürgen, Croatien, in der Buc
wina, im Banat, in Russland, Portugal, Brasili
Tibet, Guinea etc. in Anwendung.[3])

---

[1]) Zeitschr. f. d. östr. B. u. Hüttenw. 1854 p. 50.

[2]) Bgwfd. XVII. p. 565. — B. u. h. Ztg. 1855 p. 62.

[3]) Ibid. 1854 p. 50. — *Winkler*, europ. Amalgamat. 1848 p. 9.
Dumas, angew. Chem. IV. 443. — *Zerrenner*, c. l.

3. Abschnitt.

Gewinnung des Goldes durch Verschmelzen von Goldsand.

§. 94. Allgemeines. *Anossow*[1]) hat versucht, sibirischen Goldsand in Eisenhohöfen mit Flussmitteln auf goldhaltiges Roheisen zu verschmelzen, aus welchem das Gold mittelst Schwefelsäure abgeschieden wird. Diese Versuche ergaben, dass man durch's Schmelzen 28mal mehr Gold ausbringt, als durch das gewöhnliche Waschen; in einem Kupfererzschmelzofen erfolgte sogar 87mal mehr Gold. Aus unbegreiflichen Ursachen hat man diesen Gegenstand nicht weiter verfolgt, sondern sich nur damit begnügt, die Waschmaschine zu verbessern.

Versuche in Sibirien.

II. Abtheilung.

Gewinnung des Goldes aus erdigen Golderzen.

§. 95. Allgemeines. Derartige Golderze können nach folgenden Methoden verarbeitet werden:

Verfahren.

1) Durch Zerkleinen und Waschen. Nicht zu armer goldhaltiger Quarz etc. wird durch Pochwerke[2]) zerkleint, die Pochtrübe in einen Sumpf geleitet und das angesammelte Pochmehl auf einem Waschheerd concentrirt. Nach *Hocheder*[3]) findet bei diesem Verfahren ein Metallverlust von 40—50 % statt und würde die Amalgamationsmethode dafür sehr vortheilhaft sein.

2) Durch Zerkleinen, Waschen und Amalgamiren. Man wendet entweder das vorige Verfahren an und unterwirft das Pochmehl von reicheren goldhaltigen Quarzen einer Amalgamation oder man bedient sich, wie dies in neuerer Zeit häufiger geschieht, einer Maschine

---

1) Bgwfd. I, 478. — *Karst.*, Arch, 2 R. XI, 406. — *Lampad.*, Fortschr. 1839 p. 220. — *Zerrenner*, c. l. p. XLVII.

2) Dampfpochwerk. Polyt. Centr. 1853 p. 589.

3) Bgwfd. III. 286.

(von *Berdan* erfunden), welche zu gleicher Zeit das Zermalmen, Waschen und Amalgamiren des Erzes besorgt(?)[1])

eubürgen. In Siebenbürgen[2]) werden die Golderze, welche sehr wenig oder gar kein Silber enthalten, durch Pochen in feinen Staub verwandelt und auf Plannenheerden verwaschen. Der Goldschlieg von den Plannen wird in einem Handtrog verwaschen und der Amalgamation in Mörsern unterworfen. Gold- und Silbererze, aus denen das Gold zum Theil durch die Aufbereitung, oder Amalgamation gewonnen werden kann, werden gepocht und die Pochtrübe über Plannenheerde oder durch Amalgamirmühlen geleitet, um einen Theil des gediegenen Goldes als sogenanntes Mühlengold vor weiterer Aufbereitung und Schmelzung der Erze auszuziehen. Durch diese Vorarbeit entstehen fast gar keine Kosten, der Goldgehalt der Erze verringert sich nur um einen unbedeutenden Bruchtheil und das gewonnene Gold deckt häufig die Aufbereitungs- und Hüttenkosten.

Tyrol. Die Tyroler Amalgamirmühlen haben an mehreren Orten die Plannenheerde verdrängt. Enthalten die Erze 5—8 Loth Mühlengold, so geben erstere Apparate 1 Loth Gold mehr, als die Heerde. Da indessen auf 1000 Ctr. Erz $1^1/_2$ Pfd. Quecksilber verbraucht werden und dieser Verlust weniger von dem Gehalte der Erze, als von der Quantität derselben abhängt, so sind die Mühlen nur bei einem gewissen Goldgehalte mit Nutzen anzuwenden. Derselbe darf wegen des Quecksilberverlustes nicht zu gering sein. Ist er zu hoch, so entzieht sich zu viel Gold der Einwirkung des Quecksilbers und die Plannenheerde bringen, namentlich wenn sie bei reichen Geschicken eine entsprechende Länge haben, mehr Mühlgold aus. Bei Behandlung reicher Erze in Mühlen lässt man das schlammige Wasser, nachdem dasselbe 3 Mühlen passirt hat,

---

[1]) B. u. h. Ztg. 1851 p. 416; 1854 p. 30. J. d. k. k. geolog. Reichsanst. 1854 Nr. 1 p. 207. — Oestr. Zeitschr. f. Berg- u. Hüttenwesen 1854 p. 121, 342. — Polyt. Centr. 1853 p. 589; 1854 p. 853. — *Dingl.*, CXXXIII, 420, 421, 424. — Preuss. Zeitschr. III. Bd. 1. Lief. p. XXIII.

[2]) Bgwfd. X, p. 214.

noch über den Plannenheerd fliessen. Sind die Erze sehr reich, so werden die durch die Aufbereitung gewonnenen Schliege nochmals sorgfältig verwaschen.

Brasilien. In Brasilien[1]) wird goldhaltiger Quarz gepocht, der Pochschlamm durch ein kupfernes Sieb über ein mit Kuhhautlappen bedecktes Planum geleitet und die Häute alle 2 Stunden ausgewaschen. Die ausgewaschene Erde wird in rotirenden Fässern mit Quecksilber behandelt.

3) Durch Verschmelzen ärmerer erdiger Gold- und Silbererze mit Schwefelkies (Güldische Roharbeit) und Behandeln des entstehenden Steines mit Blei.

Siebenbürg. Offenbanya. Zu Offenbanya in Siebenbürgen[2]) werden arme gold- und silberhaltige Erze, nachdem vorher ein Theil des Goldes durch Aufbereitung oder in Goldmühlen (p. 282) ausgezogen, mit Schwefelkies auf Rohstein verschmolzen, dieser geröstet, mit Erzen von mittlerem Gehalt auf's Neue verschmolzen, der angereicherte und geröstete Stein mit reichen Erzen durchgestochen und der letzte Stein in noch flüssigem Zustande mit silberarmem Blei in dem äussern Tiegel des Ofens eingetränkt. Der erhaltene Stein wird stark geröstet und so oft mit reichen und kupferkiesigen Erzen beschickt und demselben Prozesse unterworfen, bis sich derselbe in Kupferstein umgewandelt hat, der an die Kupferarbeit abgegeben wird.

Szalathna. Zu Szalathna[3]) behandelt man die reichen über 20 Deniers enthaltenden Dürrerze, das heisst solche, welche nur aus edlen Metallen, Kiesen und Erden bestehen, wie die reichen Erze zu Offenbanya; dagegen werden alle blei- und goldhaltigen Erze, namentlich Bleiglanz, die Tellurerze und die goldreichen Schliege mit bleiischen Vorschlägen (Glätte, Heerd, Abstrich, Bleiglanzschliegen) auf silber- und goldhaltiges Werkblei und Stein verschmolzen, welcher letzterer zu Offenbanya

---

1) *Burmeister*, Reise nach Brasilien. 1853 p. 386.
2) Bgwfd. III, 286; IV, 62; X, 209. — *Karst.*, Met. I, 246.
3) Bgwfd. X, 231.

mit metallischem Blei entsilbert und entgoldet wird. Nu die reichsten Golderze beschickt man mit so viel bleiische Zuschlägen, dass alle edlen Metalle vom Blei aufgenom men werden und ein armer Stein entsteht.

ybanya.

In Betreff des Metallausbringens und des Brennma terialconsums ist der Armverbleiungsprozess zu Nagy banya vorzuziehen (p. 202). Beim Eintränken des Stein wird der Gehalt an edlen Metallen aus dem Stein nu unvollständig ausgezogen und die wiederholte Verschme zung desselben erfordert viel Brennmaterial und veranlas bedeutende Metallverluste.

Das Eintränken des Steines ist nur da anzuwende wo an Blei oder bleiischen Producten Mangel ist.

kes' Methode.

Parkes[1]) rührt das feingepulverte Erz in geschmo zenem Blei um, sammelt die Legirung durch Schlämme und treibt sie ab.

igmaid's ethode.

Nach *Longmaid*[2]) lässt sich in Gebirgsarten einge sprengtes Gold dadurch gewinnen, dass man die zerklein ten Erze durch ein Sieb mit wenigstens 3 Maschen pro □' wirft und das Siebfeine mit geröstetem Schwefelkies, Ei senoxyd, Kalkstein und Flussspath vermengt, das Gemeng mahlt und im Flammofen schmilzt, wobei sich das Gold grösstentheils niederschlägt, zum Theil aber in der Schlack bleibt. In letztere wird ein Eisenblech gebracht, auf des sen Oberfläche sich das Gold absetzt und beim Eintauchen des rothglühenden Bleches in geschmolzenes Blei weg gelöst wird.

III. Abtheilung.

Gewinnung des Goldes aus kiesigen Erzen.

Erze.

§. 96. Allgemeines. Das hauptsächlichste hierhe gehörige Erz ist der Schwefelkies (Goldkies), wel

[1]) *Dingl.*, CXXVIII, 53.

[2]) B. u. h. Ztg. 1853 p. 268. — Oestr. Zeitschr. f. Berg- u. Hütten wesen. 1853 p. 36.

ier gewöhnlich nur allein wegen seines Goldgehaltes geonnen und verarbeitet wird. Die Ausziehung des Goles findet weniger vollständig durch Verwaschen und eine ombinirte Roh- und Bleiarbeit statt, als durch Goldmühlen iittelst Quecksilbers. Die Fässeramalgamation ist weniger vortheilhaft, weil die grossen Mengen des tauben Erzes die Einwirkung des Quecksilbers auf's Gold erschweren, während in den Goldmühlen eine innigere Berührung herbeigeführt wird. *Becquerell*[1]) hat statt der Goldmühlen einen Apparat vorgeschlagen, in welchem das Quecksilber mit den Goldtheilchen in innigere Berührung kommen soll.

Entgoldungsmethoden.

Enthalten dem Anquickprozess in Fässern unterworfene Silbererze Gold, so verliert man den grössten Theil des Goldes in den Rückständen, indem bei der unmittelbaren Amalgamation des metallischen Goldes in den Fässern eine Menge Goldtheile dem Quecksilber ganz verborgen bleiben.

Amalgamation gold- und silberhaltiger Erze.

Günstiger würde sich das Goldausbringen gestalten, wenn man das Gold, wie das Silber, als Chlorid in die Fässer bringen könnte, allein die Goldchloridbildung im Ofen ist nicht leicht, indem sie von der Hitze immer wieder aufgehoben wird und das metallisch verbleibende Gold an Reinheit der Oberfläche verliert.

Enthalten Silbererze gediegen Gold, so ist es oft vortheilhaft, dasselbe durch Amalgamation in Mühlen auszuziehen und den Rückstand mit Kochsalz zu rösten und der Silberamalgamation zu übergeben. Von *Urbas*[2]) ist die Anwendung von hydrostatischem Druck beim Amalgamiren empfohlen.

1. Abschnitt.

Goldgewinnung durch vereinigtes Verwitternlassen und Verwaschen der Kiese.

§. 97. Beispiel. Dieses zu Marmato[3]) in Amerika übliche Verfahren besteht darin, dass man den $^1/_{5000}$ Gold

Marmato.

1) Bgwfd. V, 52.
2) Oestr. Zeitschr. f. Berg- u. Hüttenwesen. 1854 p. 79.
3) Ann. d. min. 2 sér. I, 819. — *Erdm.*, J. I. 490. — *Karst.*, Arch. 2 R. XVII. 176. — *Dumas*, angew. Chem. IV. 432.

enthaltenden Kies mahlt, die erdigen Substanzen und ein Theil des Kieses durch Waschen grösstentheils entfer die zurückbleibende kleine Menge sehr goldreichen K ses an der Luft verwittern lässt und durch fortgesetz Waschen den Kies gänzlich zum Verschwinden bringt.

ldverluste. Beim Verwaschen des rohen Kieses, ohne vorherig Verwitternlassen, gehen nach *Boussignault* und *Becquerel* $^{2}/_{3}$—$^{3}/_{4}$ Gold verloren, desgleichen steigt der Goldverlu wenn die Erze nicht im möglichst fein zertheilten Zustan verwaschen werden, so dass sich das Gold in einem Z stande der feinsten Vertheilung gleichmässig darin b findet.

2. Abschnitt.

Goldgewinnung durch Mahlen oder Pochen und Amalgamiren goldhaltiger Kiese.

Piemont. §. 98. Beispiele. 1) Zu Piemont[2]) wird der i Begleitung von Bleiglanz und Blende vorkommende Kie mit 0,000494—0,00001 Gold erst für sich, dann mit Queck silber und Wasser in Goldmühlen behandelt, das erfo gende goldhaltige Quecksilber durch Leder gepresst un das zurückbleibende feste Amalgam in eisernen Retorte ausgeglüht.

Salzburg. 2) In Salzburg und Tyrol[3]) auf den Gold- und Sil berwerken zu Zell im Zillerthale, in Gastein und Rau ris wird eine in Gastein und Rauris aus Quarz un Gneiss, in Zell aus Quarz und Thonschiefer bestehend Gang- und Lagermasse verarbeitet, welche in verschie denem Verhältnisse Metallsulphurete (Schwefel-, Arsenik und Kupferkies, Bleiglanz, Blende, Glaserz etc.) enthäl und güldisches Silber und gediegen Gold führt.

---

[1]) Bgwfd. V, 50.

[2]) Ann. d. min. 2 sér. V, 181. — *Dumas*, angew. Chem. IV, 434.

[3]) *Russegger*, der Aufbereitungsprozess gold- und silberhaltiger Poch erze im salzburgischen Montanbezirke. Mit Atlas. Stuttgart 1841 — *Fries*, Bergwerksproduct. der östr. Monarchie. 1851 p. 6. — *Wehrle*, Probir- u. Hüttenkde. 1841 II, 534. — B. u. h. Ztg. 185 p. 593; 1852 p. 277.

Die Scheideerze werden direct der Verbleiung, die Pocherze aber nach vorheriger nasser Aufbereitung der Amalgamation in Mühlen unterworfen. Die zur Aufbereitung kommenden Erze enthalten in Gastein durchschnittlich in 1000 Ctr. 12—14 Loth Gold, 4500 Pfd. Schliege und 70—80 Loth güldisches Silber; in Rauris 40—60 Loth Gold, 8000 Pfd. Schliege und 170—180 Loth güldisches Silber und in Zell 11—12 Loth Gold mit unbedeutendem Schlieg- und güldischem Silbergehalt. Begonnen wird der Pochprozess mit dem sogenannten bedenklichen Berg (Gneiss mit Spuren von Bleiglanz und Kiesen) mit 2 Loth Goldgehalt auf 1000 Ctr. Im Salzburgischen wird die Pochtrübe zur Separation auf mehrere stossheerdartig sich bewegende Siebe geleitet. Das durch das feinste Sieb Hindurchgehende gelangt in Spitzkästen und das auf dem Siebe liegen bleibende Gröbere wird abermals gepocht.

Die oben aus dem Spitzkasten abfliessenden feineren Theile kommen zur Amalgamation, das unten austretende Gröbere wird auf Stossheerden verarbeitet, worauf sich nach der Grösse des Kornes Köpfelschlieg, Gemeinschlieg und Schlammschlieg trennt. Der erstere wird amalgamirt, die letzteren werden durch fernere Aufbereitung in schmelzwürdige Schliege verwandelt.

Die Amalgamation [1]) hat nur die Darstellung des gediegenen Goldes zum Gegenstand, indem man die Scheideerze und die nicht gediegenes Gold enthaltenden Schliege, die höchstens einen Procentgehalt von 2 Loth güldischem Silber erreichen, verbleiet. Während die salzburgische Amalgamation nach vollendetem Waschprozess stattfindet, so empfängt die Tyroler Methode die Trübe direct aus dem Pochsatze und entzieht ihr das Gold, bevor sie der weiteren Aufbereitung preisgegeben wird. Das Tyroler Verfahren ist rationeller als das Salzburgische, allein letzteres ist deshalb wieder vorzuziehen, weil es sich nur mit Behandlung geringerer Mengen Schlieg beschäftigt, als

Vergleich der Salzbu[rger] und Tyrol[er] Method[e]

[1]) *Rittinger*, Zweck und Vortheil der Mühlgoldgewinnung. Oestr. Zeitschr. 1854 p. 2.

die Tyroler Methode. Beide gestatten in sehr kurzer Z eine möglichst innige Mengung des Quecksilbers mit d goldhaltigen Trübe. Für die Auswahl der einen od andern Methode ist es hauptsächlich entscheidend, man es mit schliegarmen (Zell) oder mit schliegreich Gezeugen (Rauris) zu thun hat.

Die Construction der Salzburger Amalgamirmühlen weicht von der der Tyroler etwas ab (Bd. I. Taf. Fig. 105). Nach Beendigung des Prozesses wird das G menge von Schlieg, Amalgam und Quecksilber aus d Schaalen genommen, mittelst Handsachsen ersterer abg sondert und letztere so lange mit kaltem und warme Wasser gewaschen, bis sie vollkommen rein sind. Hie auf wird die Legirung mittelst einer Presse durch sämisc gegerbtes Leder wiederholt gepresst, das erfolgende Ama gam zu kleinen Kugeln geformt und in einem Glocken apparate ausgeglüht. Von der Zerlegung in der Mühl an bis zum Ausglühen des Amalgams gehen 8—9 Stunde Zeit; 3 Mühlen verarbeiten in 2,5 Stunden 115—125 Pfd Schlieg. Der Quecksilberverlust pro Mark Mühlengol beträgt in Gastein bis 25 Loth, in Rauris 28—30 Loth Eine Mark Roh- oder Waschgold enthält 2—5 Loth Silber.

Durch diese Amalgamation[2]) werden etwa nur $^4/_5$ de Goldgehaltes ausgezogen. Die entgoldeten Schliege wer den auf der Hütte zu Lend im Salzachthale mit Scheide erzen auf Rohstein verschmolzen, dieser verbleit, das da bei erfolgende Werkblei abgetrieben, der Bleistein abe wiederholt mit bleiischen Zuschlägen bis zur Entstehun von Kupferstein verschmolzen, der dann schwarz ge macht wird.

tgoldung d. Queck-bersäule.

Lill[3]) in Schmöllnitz empfiehlt für Erze, welch Gold oder Silber in sehr fein zertheiltem regulinische

---

[1]) *Russegger*, c. l. p. 157.

[2]) *Sennhofer*, verbesserte Amalgamirmethode. — Oestr. Zeitsch 1854 p. 34.

[3]) B. u. h. Ztg. 1842 Nr. 19. — *Winkler*, europ. Amalgamat. 18 p. 21. — Bgwfd. IV. 383.

Zustande enthalten, die Amalgamation durch die Quecksilbersäule, mittelst welcher in kurzer Zeit eine grosse Menge Erz durchgearbeitet werden soll.

3. Abschnitt.

Goldgewinnung durch Waschen, Rösten mit oder ohne Kochsalz und Amalgamiren goldhaltiger Kiese.

§. 99. Allgemeines. Es hängt von der Beschaffenheit der Erze ab, ob dieselben vor der Amalgamation verwaschen oder geröstet werden müssen. Letztere Operation ist erforderlich, wenn das Gold vererzt, z. B. an Tellur, Selen oder Arsen gebunden vorkommt. Auch lässt man wohl an die Stelle des langwierigen Verwitterns der Kiese ein Rösten derselben treten. Nach *Becquerell*[1]) findet beim Rösten der Kiese ein Goldverlust nicht statt, während sonst das Gegentheil behauptet wird. (Bd. I. pag. 46. Bd. III. 271.)

Anwendbarkeit dieser Methode.

§. 100. Beispiele.

Zu Salzburg[2]) wird der verwaschene Kies geröstet, abermals verwaschen und mit Quecksilber auf Mühlen behandelt, wobei man etwas Kochsalz zugiebt. Das beim Durchpressen des Quecksilbers durch Gemsleder erfolgende Amalgam wird im Glockenapparate ausgeglüht.

Salzburg.

Becquerell[3]) bringt mit Hülfe galvanischer Thätigkeit die Goldtheilchen mit dem Quecksilber in innigere Berührung und zieht dadurch das Gold vollständiger aus.

Vorschläge, Erfahrung.

Nach *Plattner*[4]) wird bei der Freiberger Amalgamation die Hälfte des in den Silbererzen befindlichen Goldes (p. 259) gleichzeitig mit dem Silber amalgamirt, und die andere Hälfte verbleibt mit der unausbringbaren geringen Menge Silber in den Rückständen.

Pettenkofer[5]) hat in Amalgamirrückständen einen Pla-

[1]) Bgwfd. V, 51.
[2]) *Karst.*, Met. I, 241. — *Dumas*, angew. Chem. IV, 436.
[3]) Bgwfd. V, 53.
[4]) B. u. h. Ztg. 1848 p. 649.
[5]) Bgwfd. XII, 40.

tingehalt gefunden, welchen *Plattner*[1]) in den Freiberger Amalgamirrückständen nicht nachzuweisen vermochte.

Nach *Winkler*[2]) hat man gefunden, dass ein und dasselbe güldische Silbererz durch Schmelzung ein Silber gab, welches in der feinen Mark 0,4 Grän Gold enthielt, während es beim Amalgamiren nur 0,1625 Grän aufgenommen hatte.

Das Gold verlangt zu seiner Verchlorung die kräftigsten Reagentien, wie $Fe^2 Cl^3$, Cu Cl, $Mn^2 Cl^3$, zugleich aber vollkommene Abwesenheit von Oxydulsalzen, welche Salze aber die Verchlorung des Silbers zulassen. Die Rückstände von der Chlorgasbereitung beim Rösten goldhaltiger Amalgamationsrückstände zugesetzt, sowie ein Zuleiten von Wasserdampf befördern die Chlorgoldbildung.

Goldhaltiger Magnetkies von Bodenmais liess sich in Freiberg nicht mit Vortheil entgolden. Derselbe wurde gepocht, gesiebt, erst roh geröstet, feingebeutelt, mit 3% Kochsalz geröstet, mit 2% Quecksilber angequickt, das Amalgam durch Sämischleder gepresst, geglüht und das güldische Silber geschieden.

Nach *Grützner*[3]) lässt sich mittelst der *Augustin*'schen Kochsalzlaugerei das meiste Gold, oft $^2/_3$, aus Erzen oder Hüttenproducten ausziehen.

4. Abschnitt.

Gewinnung des Goldes aus goldhaltigen Kupfer-, Silber- oder Bleierzen durch Verbleien.

rfahren. §. 101. Allgemeines. Sind silberhaltige Blei- oder Kupfererze güldisch, so werden damit alle Prozesse vorgenommen, welche die Abscheidung des Silbers, Bleies und Kupfers bezwecken. Der Goldgehalt concentrirt sich

[1]) *Plattner*, Probirkunst mit dem Löthrohr. 1853 p. 414. — B. u. h. Ztg. 1848 p. 628.
[2]) Die europäische Amalgamation der Silbererze. 1848 p. 46.
[3]) Die *Augustin*'sche Silberextraction. 1851 p. 164.

dabei im Silber oder Kupfer und wird nach später zu beschreibenden Methode abgeschieden. (Unterharz p. 318.)

Amalgamation u. Verbleiung in Verbindung. Zuweilen wird den Erzen vor dem Verschmelzen ein Theil Gold durch Amalgamation in Mühlen entzogen. (Ungarn, Siebenbürgen p. 272.) Die Ausziehung des Goldes gemeinschaftlich mit dem Silber geschieht durch Blei, welches, wenn das Erz nicht schon davon enthält, in Gestalt von Bleiglanz oder bleiischen Producten vom Abtreiben zugeschlagen wird. Die Erze werden entweder geröstet oder ungeröstet mit bleiischen Zuschlägen und Schlacken oder mit rohem Bleiglanz und Eisen oder mit kiesigen Zuschlägen verschmolzen, wo dann der erfolgende Stein eingetränkt wird.

Verfahren in Siebenbürgen. In Siebenbürgen[1]) wird aus Blättertellur dadurch Gold gewonnen, dass man die mit Schwefelsäure behandelten Erze, durch welche das Tellur ausgezogen wird, trocknet, mit Glätte, Potasche, Soda, Kreide und Kohle schmilzt und das erhaltene Blei abtreibt, wobei güldisches Silber erfolgt.

Parkes' Vorschläge. *Parkes*[2]) schlägt vor, das feingepulverte Golderz im geschmolzenen Blei umzurühren, die Legirung durch Schlämmen zu sammeln und abzutreiben oder das Gold mittelst Zinks vom Blei zu trennen und ersteres dann abzudestilliren.[3])

5. Abschnitt.

Gewinnung des Goldes aus Kiesen etc. nach Plattners Methode mittelst Chlors.

Theorie. §. 102. Allgemeines. Diese von *Plattner*[4]) neuerdings angegebene Methode beruht darauf, dass Chlor in Gestalt von Gas oder Chlorwasser metallisches Gold angreift, andere Metalle im oxydirten Zustande aber entweder gar nicht oder nur wenig verändert. Dieselbe eignet sich besonders für Erze, welche das Gold in sehr feinzertheil-

---

[1]) *Erdm.*, J. f. pr. Chem. LX, 163. — Oester. Zeitschr. 1854 p. 279.
[2]) *Dingl.*, CXXVIII, 53.
[3]) *Dingl.*, CXXVIII, 52.
[4]) *Plattner*, Probirkunst mit dem Löthrohr. 1853 p. 571.

Erze. tem Zustande metallisch enthalten und sich beim R
vollständig oxydiren lassen. Ist das Gold vererzt,
an Tellur, Selen oder Arsen gebunden, so verwa
sich dasselbe beim Rösten in metallisches Gold.
sorgfältige Abröstung ist besonders bei blei- und zi
tigen Erzen erforderlich. Enthält das Röstgut noch S
fel- oder Arsenmetalle, so bilden sich bei der Behan
mit Chlor ausser Chlorgold auch Chlormetalle von l
Kupfer, Zink etc., ferner Chlorschwefel und Schwefel
wodurch, sowie auch bei kalkhaltigen Erzen, ein un
ger Verbrauch von Chlor veranlasst wird. *Plattne*
das Chlor zuerst in Gestalt von Chlorwasser angewa

ge's Versuche. *Lange*[1]) hat versucht, die goldhaltigen Reichen
ner Arsenikabbrände[2]) mittelst Chlorwassers, mittelst C
kalks und Salzsäure und mittelst gasförmigen Chlo
entgolden, wobei sich letzteres am wirksamsten e
und nahe den ganzen Goldgehalt lieferte. Das Chl
muss zur Entfernung eines Gehaltes an salzsaurem
mittelst Wassers gewaschen werden. Das salzsaure
löst Oxyde auf und erzeugt bei nicht vollständiger
röstung des Erzes Schwefel- und Arsenwassersto
welche das mit Chlor verbundene und löslich gem
Gold wieder fällen. Aus der goldhaltigen Lösung
sich freies Chlorgas durch Einleiten von Wasserd
austreiben.

Von wesentlichem Einfluss auf die ökonomi
Vortheile dieser Methode ist die zweckmässige Ei
hter's Versuche. tung der Auslaugegefässe. *Richter*[3]) gibt ihnen folg
Gestalt: auf dem Boden eines verpichten Holzfasse
findet sich ein verpichtes Holzkreuz und darauf eine
pichte durchlöcherte Holzscheibe. Auf diese thut
eine Schicht $^{3}/_{4}$zöllige Quarzstücke, mit grobem Sand
geebnet, darauf das geröstete, etwas angefeuchtete

---

[1]) *Karst.*, Arch. 2 R. XXIV, 396. — B. u. h. Ztg. 1852 p. 1
Preuss. Zeitschr. 1855 III. Bd. 1. Lief. p. 128.

[2]) *Schubarth*, techn. Chem. 1851 II, 349.

[3]) *Erdm.*, J. f. pr. Chem. LI, 151. — B. u. h. Ztg. 1850 Nr.
Bgwfd. XIV, 202.

und zu oberst wieder eine verpichte durchlöcherte Scheibe, auf welcher das Chlorwasser sich vertheilt und tropfenweise auf's Erz fällt. Mittelst eines über dem Boden befindlichen Glashahnes wird die Flüssigkeit nach einiger Zeit abgelassen.

Bei Anwendung von Chlorgas werden zwei mit Holzdeckeln versehene Gefässe mit einander verbunden, welche einen Falz haben. Die Fugen streicht man mit einem Kitt aus Pech und Thon aus. *Plattner*[1]) empfiehlt cylindrische, im Innern nach unten sich flach kegelförmig verengende, hölzerne Extractionsgefässe, deren innere Theile mit Asphalt belegt sind. Zur Entfernung des salzsauren Gases aus dem Chlorgase leitet man letzteres durch eine Porzellanröhre, deren Ende eine grosse hohle Kugel bildet, die eine bedeutende Anzahl Löcher hat, in's Waschwasser. Töpfe von Steingut entsprechen dem Zwecke sehr gut.

Aus der goldhaltigen Flüssigkeit, welche zur Austreibung des überschüssigen Chlors mit Wasserdampf behandelt werden kann und dann mit Salzsäure versetzt wird, scheidet man das Gold entweder im metallischen Zustande mittelst Eisenvitriols, Arsenchlorürs, metallischen Eisens oder Kupfers aus, oder fällt dasselbe mittelst Schwefelwasserstoffgases als Schwefelgold, welches getrocknet, im Tiegel geröstet und zur Abscheidung fremder Beimengungen mit Blei abgetrieben wird.

Allain's Versuche.

Nach *Allain*[2]) kann man mittelst Chlorwassers noch $^1/_{10000}$ Gold aus Kiesen ausziehen, welche zuvor geröstet und durch Behandlung mit Schwefelsäure von Eisen, Kupfer, Zink etc. zum grössten Theil befreit worden sind.

In der Lautenthaler (Oberharzer) Zinkblende liessen sich mittelst dieser Methode $^1/_{29500000}$ Gold noch nachweisen.[3])

§. 103. Beispiele. *Plattner's* Methode ist zur Ent-

[1]) Löthrohrprobirkunst. 1853 p. 574.
[2]) *Dingl.*, LXIII, 292. — Polyt. Centr. 1849 p. 1343.
[3]) B. u. h. Ztg. 1853 p. 483.

:henstein. goldung der Reichensteiner Arsenikabbrände auf *Gü*
ler's Arsenikwerk und Goldhütte im Grossen ausgefüh
Nach *Karsten* enthalten diese Rückstände im Centn
(à 110 Pfd.) $^1/_{12}$ Loth = 0,002367 %₀, nach *Lange* $^1/_{16}$—$^1/$
Loth, nach *Cöster* $^1/_8$ — $^1/_9$ Loth, nach *Duflos* nicht üb
$^1/_{24}$ Loth, nach *Tunner* $^1/_{13}$—$^1/_{12}$ Loth Gold. Obgleich dies
Goldgehalt vielleicht 5mal grösser ist, als der des zw
nicht reichen, aber doch immer noch mit Vortheil zu b
arbeitenden Gold führenden Seifengebirges, so lässt si
derselbe doch zur Zeit durch Verschmelzen der Abbrän
nicht mit Vortheil gewinnen. Wegen innigen Anhafte
der Goldtheilchen an dem in der Rösthitze gebildeten E
senoxyduloxyd lässt sich der Goldgehalt durch Aufber
tung der Abbrände nicht anreichern.

Lange[1]) und *Duflos*[2]) haben im Kleinen versucht, da
Gold aus diesen Abbränden nach *Plattner's* Methode z
extrahiren, und ist dieselbe von ersterem seit einige
Jahren auf dem genannten *Güttler*'schen Werke[3]) m
Vortheil eingeführt.

Die von der Halde genommenen Rückstände werde
im Winter zu 7—8° erwärmt, wenig befeuchtet in Qua
titäten von 3 — 4 Ctr. locker in Steingutgefässe gefüll
welche mit einer von Chlor nicht zerlegbaren Glasur ve
sehen sind. Das in Bleigefässen aus Salz mittelst Brau
steins und Schwefelsäure entwickelte Chlorgas wird dur
ein Bleirohr durch die Füllung hindurch bis auf d
Mitte des Bodens des Gefässes geleitet und 5—6 Stund
durchströmen gelassen. Darauf folgt während 6—7 Stu
den ein Auslaugen des Chlorgoldes, wobei man von 20 Ct
Rückständen ungefähr 15 Cbcfss. Lösung erhält. Au
dieser wird, nachdem das überschüssige Chlor mit Amm
niak neutralisirt worden, das Gold durch Schwefelwasse
stoffgas niedergeschlagen, gesammelt, in Tiegeln abg
röstet, geschmolzen und mit Blei abgetrieben.

---

1) B. u. h. Ztg. 1852 p. 169. — Bgwfd. XV, 746. — Preuss. Zeitsc
1855 III. Bd. 1. Lief. p. 127.
2) B. u. h. Ztg. 1850 p. 87.
3) *Tunner's* Jahrb. 1852 p. 186.

Seit dem Jahre 1770 sind zu verschiedenen Zeiten Versuche angestellt, den Goldgehalt aus den Reichensteiner Arsenikabbränden auszuziehen, und zwar

a) vermittelst Verwaschens; b) vermittelst Concentrationsschmelzens unter Zusatz bleiischer Stoffe; c) vermittelst Amalgamation. Sämmtliche Versuche konnten die gewünschte Goldgewinnung nicht bewirken.[1])

6. Abschnitt.

Ausziehen des Goldes aus Kiesen mittelst Königswassers und Ausfällen desselben aus der Lösung.

Verfahren Chessy.

§. 104. Allgemeines. Diese gewöhnlich nur im Kleinen zur Bestimmung des Goldgehaltes von Erzen etc. angewandte Methode ist von *Allain* und *Bartenbach*[2]) zur Entgoldung der Kiese von Chessy wie folgt in Vorschlag gebracht worden. Die anfangs in freien Haufen, dann in einem Flammofen abgerösteten und hierauf mit Schwefelsäure in einem Flammofen geglühten Erze werden in feingepulvertem Zustande zur Ausziehung des Kupfers und Eisens mit verdünnter Schwefelsäure behandelt, das Ungelöste ausgewaschen und mit Königswasser digerirt.

Aus der Lösung schlägt man mittelst metallischen Eisens Gold und Kupfer nieder, glüht den getrockneten Niederschlag und zieht daraus das Kupferoxyd mit Schwefelsäure aus. 1 Kilogrm. Gold auf diese Weise darzustellen, soll nicht über 400 Franken kosten.

IV. Abtheilung.

Die Scheidung des Goldes vom Silber.

Goldhaltig Legirunge

§. 105. Allgemeines. Die den Hüttenmann interessirenden Goldlegirungen können bestehen aus goldhaltigem

---

[1]) *Lange*, die Entgoldung der Reichensteiner Arsenikabbrände, eine geschichtlich-technische Darstellung der zu diesem Zwecke gemachten Versuche. Preuss. Zeitschr. 1855 III. Bd. 1. Lief. p. 111 — Geschichtliches: *Karst.*, Arch. 1. R. XV, 257.

[2]) *Dingl.*, CXV, 53. — Polyt. Centr. 1850 p. 109.

Kupfer, aus gold- und silberhaltigem Kupfer und aus Gold und Silber.

Aus goldhaltigem Kupfer kann das Gold entweder durch Zusammenschmelzen mit Blei und Saigern der entstehenden Legirung oder bei grösserem Goldgehalt z. B. bei kupferhaltigen Goldmünzen durch Abtreiben mit Blei, oder auch noch mittelst Säuren auf nassem Wege abgeschieden werden.

Gold und Silber enthaltendes Kupfer (manches Schwarzkupfer) wird nach den bereits beschriebenen Methoden entsilbert, wobei das Gold dem Silber folgt und sich in demselben concentrirt. *Wehrle*[1]) schlägt zur Trennung dieser Metalle einen theilweise nassen Weg vor.

Am häufigsten kommen Legirungen von Gold und Silber zur Scheidung und zwar auf trocknem und auf nassem Wege.

1. Abschnitt.

Goldscheidung auf trocknem Wege.

...l dieser ...hode. §. 106. Allgemeines. Die hierher gehörigen Methoden gestatten nur eine unvollkommene Trennung des Goldes vom Silber und dürften nur noch an wenigen Orten in Anwendung sein.

Es gehört hierher die Scheidung durch Grauspiessglanz (durch Guss und Fluss), durch Glätte und Schwefel und durch Cementation.

1. Kapitel. Goldscheidung durch Grauspiessglanz.[2])

...heorie. §. 107. Verfahren. Dasselbe beruht auf der geringeren Verwandtschaft des Schwefels und auf der grösseren Affinität des Antimons zum Golde. 1 Theil der granulirten, mindestens 50% Gold enthaltenden Legirung wird mit 2 Theilen Grauspiessglanz, $Sb\ S^3$, im Kohlentiegel in Fluss gebracht und dann in eiserne, mit Fett ...rfahren. ausgestrichene Formen gegossen. Dabei sondert sich zu

[1]) Dessen Probir- und Hüttenkde. 1841 II, 546.

[2]) *Erdm.*, J. f. ök. u. techn. Chem. VI, 174. — *Karst.*, Met. V, 668.

unterst eine Verbindung von Gold und Antimon und darüber eine aus Schwefelantimon, Schwefelsilber und Antimongold bestehende Verbindung (Plachmal, Plagma) ab.

Der Antimonkönig wird unter der Muffel oder vor dem Gebläse erhitzt, wobei das Antimon wegraucht, das zurückbleibende Gold aber durch Schmelzen mit $^1/_2$ Borax, $^1/_4$ Salpeter und $^1/_4$ Glaspulver gereinigt.

Das Plachmal wird so oft umgeschmolzen, als sich Antimongold ausscheidet, dann durch Zersetzung mit Glätte oder Eisen auf Silber weiter verarbeitet.

2. Kapitel. Goldscheidung durch Glätte und Schwefel (*Pfannenschmied*'scher Prozess).

Anwendbarkeit dieses Prozesses.

§. 108. Allgemeines. Dieser Prozess war früher z. B. zu Oker am Unterharze[1]) und zu Kremnitz[2]) in Anwendung und diente zur Anreicherung des Goldes im Blicksilber, um dasselbe für die Scheidung durch Salpetersäure (Quartation) tauglich zu machen. Das Unterharzer Blicksilber (p. 259) enthält etwa $^3/_4$ Grän Gold pro Mark oder 0,2604 % Gold. Beim Zusammenschmelzen der Legirung mit $^1/_8$ Schwefel bildet sich Schwefelsilber, während das Gold metallisch in der Masse zerstreut bleibt.

Verfahren.

Durch Aufstreuen von Glätte (auf jede Mark Silber 1–1$^1/_2$ Loth) auf die geschmolzene Masse entsteht unter Bildung von Schwefelblei metallisches Silber, welches zu Boden sinkt und dabei das Gold aufnimmt. In dem güldischen Silber wird durch wiederholtes Behandeln mit Schwefel und Glätte der Goldgehalt bis auf $^1/_4$ angereichert und dann die Scheidung mit Salpetersäure vorgenommen, nachdem die auch Blei enthaltenden Könige feingebrannt worden. Die noch Gold enthaltende Schwefelung (Plachmal), durch mehrmaliges Aufstreuen von Glätte völlig entgoldet, wird durch Eisen (25 %) in der Schmelz-

---

[1]) *Erdm.*, J. f. pr. Chem. IX, 74.

[2]) *Lamp.*, 1 Suppl. p. 105. — *Prechtl*, Encykl. XII, 293.

hitze entschwefelt und das hierbei erfolgende silberre
Blei abgetrieben.

3. Kapitel. Goldscheidung durch Cementat

endbarkeit
ır Methode.

§. 109. Allgemeines. Diese Methode wurd
älteren Zeiten, bevor man des Scheidewassers sich
diente (1350), allgemein angewandt, um Gold von Si
beinahe zu trennen. Gegenwärtig benutzt man
ses Verfahren wohl, um mit Silber stark legirtem G
oberflächlich das Ansehen des feinsten Goldes zu gel

'erfahren.

Man erhitzt die zu dünnem Blech ausgewalzte L
rung mit Cementpulver 12—18 Stunden lang bei e
nicht bis zum Schmelzen gesteigerten Temperatur.
gutes Cementirpulver besteht nach *Philipp*[1]) aus 1 K
salz, 1 Alaun, 1 calcinirtem Eisenvitriol und 3 Zie
mehl. In der Hitze wird die Schwefelsäure aus dem
senvitriol und dem Alaun ausgetrieben, welche aus
Kochsalz Chlor frei macht. Dieses verbindet sich mit
Silber zu Chlorsilber, während das Gold nicht angegr
wird. Das Ziegelmehl dient zur Auflockerung und
mehrung des Volumens. Nach der Abkühlung der
fässe wird das Cementpulver, welches das Chlorsi
enthält, von den Blechen entfernt und letztere noch
gekocht. Das Chlorsilber dringt in die Masse des
mentpulvers ein und verbindet sich wahrscheinlich
dem Chlornatrium zu einem Doppelsalz, in Folge de
die Oberfläche der Legirung immer blank bleibt, so
das Gas auf dieselbe unaufhörlich einwirken kann.

ussignault's
Untersu-
chungen.

Nach *Boussignault*[2]) gelingt die Cementation nur
ständig bei Zutritt von Luft und Anwesenheit von W
serdampf, wo sich dann Chlorwasserstoffgas bildet,
ches unter Abscheidung von Wasserstoffgas des Sil
verchlort.

Nach demselben[3]) war die Cementation noch vo

---

[1]) Bgwfd. VIII, 398; XIV, 535. — B. u. h. Ztg. 1845 p. 34
Pogg., XXXII, 99. — *Dingl.*, CXIX, 157.
[2]) *Erdm.*, J. f. pr. Chem. II, 155.
[3]) Ibid. p. 156.

in der Münze zu Santa Fe in Neugranada im
che.

2. Abschnitt.

Goldscheidung auf nassem Wege.

110. Allgemeines. Der nasse Weg ist vollkom- einfacher und wohlfeiler als der trockene. Die ng kann mittelst Salpetersäure, Schwefelsäure oder wasser geschehen.

Vorzüge des nassen Weges.

Kapitel. Goldscheidung mit Salpetersäure tation)[1].

111. Allgemeines. Bei einem gewissen Verhält- ischen Silber und Gold löst sich ersteres in Sal- ure auf, während letzteres nicht angegriffen wird. rch langjährigen Gebrauch sanktionirte Legirungs- niss von 3 Theilen Silber auf 1 Theil Gold ist *Chaudet*[2]) und *Kandelhardt* kein unabänderliches turnothwendiges, indem man nach denselben zweck- er verfährt, wenn man statt 3 Theile Silber nur eile nimmt. Bei diesem Verhältniss bleibt im Gold r Silber zurück, als bei dem alten von 3 : 1. Je die Menge Silber im Verhältniss zum Golde ge- n wurde, desto weniger konnte das zurückbleibende ilberfrei erhalten werden.

Theorie.

ch *Pettenkofer*[3]) gelingt die Trennung der beiden noch gut, wenn auf 1 Theil Gold nicht mehr als eile Silber vorhanden sind, wenn man nur die tration der Säure gehörig berücksichtigt und hin- d lange kocht. Je mehr die Menge des Silbers die des Goldes steigt, je feiner mithin das Gold Legirung vertheilt ist, desto mehr Silber bleibt bei olde zurück, welches weder durch die concentrirte

zusammengeschmolzen werden; ist sie zu goldarm, darf's einer Concentration des Goldgehaltes, wozu sich früher, z. B. zu Oker, des *Pfannenschmiec* Prozesses (p. 297) bediente.

Verfahren. Die richtig zusammengesetzte Legirung wird lirt und in gläsernen, mit Helm und Vorlage vers Kolben in der Wärme mit Salpetersäure behandel zurückbleibende staubförmige Gold ausgesüsst, getr und mit Borax und Salpeter im hessischen Tiegel schmolzen. Die Silberlösung dampft man nach de destilliren der Salpetersäure zur Trockne, glüht die t Masse und schmilzt das Silber ein. Auch zerleg wohl das salpetersaure Silberoxyd durch Kupfer.

Diese Methode, welche früher z. B. zu Oker zu Kremnitz[2]) in Anwendung war, ist wegen de spieligen Salpetersäure weniger vortheilhaft, umst und das Operiren in Glasgefässen unangenehm. D ist deshalb von der folgenden (Kap. 2) fast ganz ver und wird meist nur noch beim Probiren goldhaltigen (in der Münze zu Philadelphia[3]) auch noch im Gr angewandt.

Nach *Newton*[4]) lässt sich bei silberarmem Gold welchem eine bedeutende Menge Silber zusam schmolzen werden müsste, die Quartation dadurc gehen, dass man die Legirung mit Königswasser delt, welches aus einer Mischung von Natrons Schwefelsäure und Kochsalz erzeugt wird. Dabe Gold in Lösung und Chlorsilber bleibt zurück. E wird durch Eisenvitriol metallisch ausgeschieden und menge von metallischem Gold und Chlorsilber mit Scl säure und Zink behandelt, wobei sich das Chlorsilber tallisches Silber verwandelt. Aus dem Gemenge von und Gold zieht man ersteres durch Salpetersäure aus. man schmilzt das silberhaltige Gold mit dem 2—3fache zusammen, rührt um und granulirt die Legirung. I

---

1) *Erdm.*, J. f. pr. Ch. IX, 74.
2) *Lampad.*, Handb. II. Theil. 2. Bd. p. 144. I. Suppl. p. 1
3) Polyt. Centr. 1855 p. 275.
4) Bgwfd. XV, 749. — B. u. h. Ztg. 1852 p. 880.

ehandelt man sie zur Entfernung des Zinks in hölzeren, mit Blei gefütterten Gefässen mit verdünnter Schwelsäure, wäscht das zurückbleibende, silberhaltige, feinrtheilte Gold und Silber mit Wasser aus und löst das ilber durch Schwefelsäure oder Salpetersäure weg.

Nach *Johnson*[1]) scheidet man aus brasilianischem alladgold das Gold dadurch aus, dass man ersteres it $2^1/_2$ Theilen Silber zusammenschmilzt und die granurte Legirung mit Salpetersäure behandelt, wobei Silber nd Palladium in Lösung gehen, das Gold aber ungeet zurückbleibt.

Petrie[2]) hat die Quartation durch zweckmässig (terssenförmig) aufgestellte Apparate und Anwendung des alvanischen Stromes beim Ausfällen des Silbers wesentch verbessert.

2. Kapitel. Goldscheidung mit Schwefelsäure Affiniren).

§. 112. Allgemeines. Dieses Verfahren[3]), von *Schraubert* in Moskau vorgeschlagen und von *d'Arcet* im ahre 1802 zuerst in Platingefässen ausgeführt, beruht auf er Unlöslichkeit des Goldes und der Löslichkeit des Silbers in ochender concentrirter Schwefelsäure. Dasselbe empfiehlt ch vor der Quartation mittelst Salpetersäure durch grösre Einfachheit, Wohlfeilheit und besonders durch den Imstand, dass man mittelst desselben Legirungen von st jedem Goldgehalte scheiden kann. Es kommt bei usführung der einzelnen Manipulationen nur auf grosse enauigkeit und Pünktlichkeit an, um möglichst wenig Verlust an edlen Metallen, an Material und Zeit zu ereiden.

Theorie.

Vortheilhaftigkeit dieses Verfahrens.

§. 113. Beschaffenheit der zum Affiniren tauglichen Legirungen.

---

[1]) *Erdm.*, J. f. pr. Ch. XI, 309. — *Lampad.*, Fortschr. 1839 p. 102

[2]) Polyt. Centr. 1853 p. 1244.

[3]) *Prechtl*, techn. Encykl. XII, 293. — *Erdm.*, J. f. pr. Ch. IX, 49. — *Erdm.*, J. f. ök. u. techn. Ch. I, 29, 128, 490, 506; IV, 410. — *Hartm.*, Repertor. II, 638.

ttenkofer's fahrungen. Nach *Pettenkofer*[1]) wird das Gold am feinsten, wenn das Scheidegut in 16 Theilen nicht viel mehr als 4 und nicht viel weniger als 3 Theile Gold, das übrige Silber und Kupfer enthält.

Steigt der Goldgehalt über 4 Theile, so erschweren mechanische Gründe die vollständige Affinirung; das Gold bleibt zu dicht und die Schwefelsäure kann das ganze Scheidegut nicht mehr gehörig durchdringen und die letzten Silberantheile nicht vollständig wegnehmen. Sinkt der Goldgehalt in 16 Theilen auf $1 - \frac{1}{2}$ Theil, so erfolgt auch kein feines Gold nach der Erfahrung: je weiter die Menge des Goldes in einem Scheidepunkte unter die erfahrungsmässig ausgemittelte Grenze sinkt, desto weniger vollständig kann mittelst Schwefelsäure das Gold vom Silber befreit werden. Das Silber muss wenigstens $\frac{5}{8}$ der Legirung ausmachen. $\frac{1}{1000} - \frac{1}{2000}$ und weniger Gold ist oft noch scheidewürdig.[2]) Die in der Münchener Münze mit Vortheil geschiedenen Kronenthaler enthalten $\frac{7}{10000}$ Gold in der rauhen Mark.[3]) In der Wiener Münze scheidet man noch Silber mit $\frac{1}{4}$ Grän Gold pro Mark oder mit nahe $\frac{9}{10000}$ Gold. Altes französisches Silbergeld enthielt $\frac{1}{2000}$ Gold.[4]) Im Allgemeinen lösen sich die Legirungen um so leichter und in desto geringerer Säuremenge, je weniger Kupfer und je mehr Silber sie enthalten. Ein Bleigehalt erschwert ebenfalls das Auflösen. Ein Gehalt von $\frac{75}{1000}$ Kupfer und höchstens $\frac{1}{4}$% Blei sollen der Scheidung nicht hinderlich sein.

ereitung d. rungen zur heidung. Blei- und kupferreichere Legirungen müssen deshalb zuvor von diesen Metallen gereinigt werden, und kann dies geschehen

rch Feinhmelzen. 1) durch das sogenannte Feinschmelzen mit Salpeter[5]), wobei die genannten Metalle verschlackt wer-

[1]) *Dingl.*, CIV, 118. — Bgwfd. XII, 8.
[2]) *Lampadius* in *Erdm.* J. f. pr. Ch. XII, 406.
[3]) Bgwfd. II, 139; XII, 8.
[4]) *Schubarth*, techn. Chem. 1851 II, 353.
[5]) *Erdm.*, J. f. pr. Ch. I, 245. — *Dumas*, angew. Chem. IV, 453.

den. Man wendet dieses Verfahren mit Vortheil nur bei Legirungen an, deren Feingehalt nicht unter 10 Loth und deren Goldgehalt nicht über 6 Grän pro Mark beträgt, weil im ersteren Falle wegen der erforderlichen bedeutenden Salpetermenge die Schmelztiegel leicht durchgehen, im zweiten Falle bei mehr Gold die Schlacke leicht goldhaltig wird, wie neuerdings auch von *Pettenkofer*[1]) nachgewiesen ist.

Man rechnet erfahrungsmässig auf 100 Theile Kupfer 48 Theile Salpeter, wobei sich eine Feine von 15 Loth 10 Gr. — 15 Loth 12 Grän Silber pro Mark Legirung erreichen lässt.

Das Verpuffen und Einschmelzen der Legirung mit Salpeter geschieht in einem hessischen Tiegel, der in einem Graphittiegel steht. Die Schlacken werden entweder mit einem durchlöcherten Löffel abgeschöpft oder von dem erstarrten Silberkönig getrennt, während sie noch weich sind. Durch Umschmelzen derselben mit $^1/_3$ Potasche erhält man noch etwas Silber.

Durch Glühen und Behandeln mit Schwefelsäure.

2) Durch Glühen und Behandeln mit verdünnter Schwefelsäure.[2]) Kupferreiche Legirungen werden granulirt, in einem Flammofen geglüht, um das Kupfer oberflächlich zu oxydiren, und die Granalien in bleiernen Gefässen mit verdünnter Schwefelsäure digerirt, wobei sich das Kupferoxyd auflöst. Der Prozess muss öfters wiederholt werden, um das Silber auf die beabsichtigte Feine zu bringen. (Wiener Münze.) Man erspart bei diesem Verfahren bedeutend an Schwefelsäure, weil zur Auflösung des metallischen Kupfers mehr Säure erforderlich ist, als zur Lösung von Kupferoxyd. Zwar oxydirt sich bei dem Glühen auch etwas Silber, allein dieses löst sich nicht eher auf, bis alles Kupferoxyd in Lösung gegangen ist.

Durch Feinbrennen.

3) Durch Feinbrennen (p. 181), welcher Ope-

---

[1]) Bgwfd. XIII, 176.

[2]) *Dumas*, angew. Chem. IV, 455. — *Karst.*, Met. V, 417. — *Schubarth*, techn. Chem. 1851. II, 334.

ration besonders bleiische Hüttensilber unterworfen w
den. (Oker am Unterharz.)

peratlonen.

§. 114. Operationen beim Affiniren. Bei
Scheidung des Goldes vom Silber können nachfolge
Operationen vorkommen:

kleinern d. girungen.

A. Das Zerkleinen der Legirung durch Zerschlag
in Stücke oder durch Granuliren (Oker), um die A
lösung in Säure zu beschleunigen. Das Einschmelzen d
Silbers zu letzterem Zwecke geschieht entweder in T
geln von Graphit (Oker) oder von Gusseisen (Oke
oder von Schmiedeeisen (*Poizat's* Goldscheidung in Pari
oder in Flammöfen. Das geschmolzene Silber giesst m
in dünnem Strahl in einen kupfernen Kessel mit dopp
tem Boden, in welchem kaltes Wasser mittelst ein
Stabes in kreisender Bewegung gehalten wird. Die e
stehenden Granalien fallen durch ein Loch im Boden d
inneren Kessels in den äusseren und behindern dadur
das Umrühren des Wassers nicht. Die herausgenommen
Granalien werden alsdann getrocknet.

Newton[1]) bringt das silberhaltige Gold dadurch
einen sehr zerkleinten Zustand, dass er dasselbe mit de
2—3fachen Zink zusammenschmilzt, die Mischung gra
lirt und mit verdünnter Schwefelsäure behandelt, wob
das silberhaltige Gold in fein zertheiltem pulverigen Z
stande zurückbleibt.

heiden mit vefelsäure.

B. Das Auflösen der zerkleinten Legiru
mittelst erhitzter concentrirter Schwefelsäure
Gefässen von Platin (München, Petersburg), Go
(Wien), Gusseisen (Wien, München, Kremnit
Frankfurt, Hamburg etc.) oder Porzellan (Oker). B
Anwendung von verdünnter Schwefelsäure würde die A
beit verzögert und bei gleichzeitiger Anwendung v
Platinkesseln die Gefahr entstehen, dass bei einem Bl
gehalte der Legirung sich schwefelsaures Bleioxyd a
setzte und Löcher erzeugte. Schwache, aus den Bleika
mern entnommene Säure enthält fast immer Salzsäure u

---

[1]) Bgwfd. XV, 672.

Stickstoffverbindungen, welche ebenfalls das Platin angreifen.

Zur Auflösung von 1 Aeq. Silber sind 2 Aeq. concentrirte Schwefelsäure erforderlich, von denen 1 Aeq. zur Oxydation des Silbers und das andere zur Aufnahme des gebildeten Silberoxydes dient. $Ag + 2\dddot{S}\dot{H} = \dot{A}g\dddot{S} + 2\dot{H} + \ddot{S}$. Demgemäss gehen auf 100 Theile Silber 90 Theile Schwefelsäurehydrat. Man wendet jedoch in der Wirklichkeit stets mehr Säure (das 2—2½fache vom Silber) an, um die erzeugten breiartigen schwefelsauren Salze, welche durch Umhüllung der Legirung deren Auflösung behindern, aufzunehmen. Diese in den Mutterlaugen sich später wiederfindende überschüssige Säure wird entweder durch Concentration zur Wiederanwendung beim Lösungsprozess tauglich gemacht (Wien), oder durch Sättigung mit dem betreffenden Metalloxyd (Kupferoxyd) zur Darstellung von Vitriolen benutzt (Oker).

Producte der Scheidung.

Bei diesem Lösungsprozess erfolgen nachstehende Producte:

Gold.

1) Gold, welches sich im Lösegefäss zu unterst als Pulver oder Staub absetzt. Dasselbe wird gewöhnlich entweder in dem Lösegefässe oder in einem kleineren Gefässe aus Platin, Gold oder Eisen noch zu verschiedenen Malen so lange mit concentrirter Säure gekocht, bis dasselbe die gehörige Feine erhalten hat. Das Gold hält indessen die letzten Antheile Silber (bis 2½—3 %) sehr hartnäckig zurück, und es trägt nach *Pettenkofer*[1]) eine geringe Beimischung von Platin sehr viel zur Steigerung des Silberrückhaltes bei. Aus Kronenthalern abgeschiedenes Gold rückte nach *Pettenkofer*[2]) bis zu einem Feingehalte von 958—960 Tausendstel mit Leichtigkeit vor; von da ab war viel Schwefelsäure und ein anhaltendes Kochen erforderlich, um den Feingehalt noch 6—10 Tausendstel höher zu bringen. Nach 14maligem Auskochen war die Feine nur auf 970 Tausendstel gekommen

[1]) Bgwfd. XII, 5.
[2]) Bgwfd. XII, 4; XIII, 180 (Anmerkung).

Schmelzen mit saurem schwefelsauren Kali oder
in Silbervitriol verwandeln, welcher durch Aussüss
Golde getrennt werden kann. Das Natronsalz h
züge vor dem Kalisalze, weil es billiger ist, ein kl
Aequivalentgewicht hat und im Wasser sich leicht
Das Verfahren bei diesem Schmelzen etc. ist fol
Das getrocknete pulverige Scheidegold mit bis 4
mehr Silber wird mit $^1/_4$ seines Gewichtes reinem cal
Glaubersalz mittelst eines eisernen Spatels gemen
das Gemenge in einem kleinen gusseisernen Kessel
Theile concentrirte Schwefelsäure auf 10 Theile G
salz portionsweise zugegossen und der Kessel na
Zugiessen der ersten Säureportion so stark erhitzt
die Masse in Fluss kommt. Entweichen keine sc
sauren Dämpfe mehr und wird die mit dem eiser
tel öfters umgerührte Masse, welche durch Verda
der Schwefelsäure wieder neutrales Natronsalz
trocken, so wird sie vom Feuer genommen und, zu
ständigen Oxydation des Silbers, mit soviel Schwef
übergossen, als das erste Mal, aber nur so lange
bis etwa die Hälfte des Salzes in neutrales verw
ist. Dann kocht man die Masse noch mit einer gr
Quantität Schwefelsäure, wobei sowohl Natron- als
salz sich auflösen, giesst die Lösung vom Golde
wäscht dieses wie gewöhnlich mit Wasser aus. D

Verunreinigung des Kupfervitriols durch Glaubersalz ist nicht zu befürchten. [1])

Das zu Oker erfolgende Scheidegold wurde früher durch 7—8maliges Auskochen mit Schwefelsäure auf einen Feingehalt von 23 Kar. 8 Grän in der Mark [2]) gebracht. Zur Zeit schmilzt man das Scheidegold mit saurem schwefelsauren Natron, dem man etwas Schwefelsäure zusetzt, bei Rothglühhitze in einem mit Draht umsponnenen und in einen hessischen Tiegel gestellten Porzellantiegel zusammen und wässert die Masse mittelst, mit etwas Schwefelsäure angesäuerten, heissen Wassers aus, worauf das getrocknete und mit etwas Salpeter und Borax umgeschmolzene Gold einen Feingehalt von 23 Kar. 10 Grän = $^{993}/_{1000}$ zeigt.

Erfahrungsmässig erhält man bei der Scheidung nie ein Gold, welches sich nach dem üblichen Probirverfahren fein zeigt oder das die nöthige Weichheit und Dehnbarkeit besitzt, wenn man das Scheidegold nicht mit Salpeter in irdenen oder Graphittiegeln schmilzt.

Nach *Pettenkofer* [3]) enthält fast alles Scheidegold einige Tausendstel Platin, welches demselben die bezeichneten nachtheiligen Eigenschaften ertheilt, aber durch Schmelzen mit Salpeter als Platinoxydkali entfernt wird. Dieser Platingehalt (2—3 Proc. davon machen die Farbe des Goldes ganz unkenntlich) steigert nicht nur die Retention des Silbers im Scheidegolde, sondern hat auch beim Schmelzen des Scheidegoldes mit Salpeter einen nicht unbeträchtlichen Goldabgang zur Folge. Während feinvertheiltes Gold sich im schmelzenden Salpeter weit schwerer oxydirt, als Platin, so oxydirt es sich bei Gegenwart des letzteren überaus leicht, so dass die entstehenden Schlacken an 19—20 Proc. Gold und $2^1/_2$—$3^1/_2$ Proc. Platin enthalten können. Enthält das Scheidegold noch einige Procente Silber, so schützt dieses einen Theil des Platins vor Oxydation und führt letzteres in den sil-

[1]) Bgwfd. XIII, 180.
[2]) 1 Mark = $^1/_2$ Pfd. = 24 Karat à 12 Grän.
[3]) Bgwfd. XII, 38; XIII, 177. B. u. h. Ztg. 1847. p. 710, 745.

verlangten Wirkung zu. Beträgt der Gehalt des Scheidegutes an Silber nicht über 7 und an Platin nicht über 2 Tausendstel, so wird alles Platin in die Schlacken geführt. Diese enthalten ausser dem Kali des Salpeters einige Metalle, welche bei der vorhergehenden Behandlung mit Schwefelsäure angegriffen und in unlösliche Salze verwandelt wurden (schwefelsaures Bleioxyd, Schwefelkupfer, basisch schwefelsaures Eisenoxyd), als auch Bestandtheile des Schmelztiegels (Kieselerde, Thonerde, Kalkerde etc.), so wie Metalloxyde, die die Einwirkung des Salpeters auf die beigemengten Metalle erzeugt (Goldoxyd, Platinoxyd, Palladiumoxyd, Osmiumsäure). Wegen der grossen Zähigkeit der Schlacken befinden sich auch immer geringe Mengen feiner Goldkörner und etwas Silber darin.

Erfahrungsgemäss nimmt man am zweckmässigsten auf 16 Theile Scheidegold 1 Theil Salpeter, wobei das Gewicht der erfolgenden Schlacke dem des angewandten Salpeters ungefähr gleich bleibt. Bei diesem Verhältniss verliert man, wenn man die Schlacken nicht weiter benutzt, von dem in Arbeit genommenen Golde durchschnittlich 1 Gewichtsprocent in den Schlacken. Ein Boraxzusatz befördert die Dünnflüssigkeit der Schlacke.

Was den geringen Platingehalt des Scheidegutes (1–8 Hunderttausendstel) in dem daraus erhaltenen Golde (1–2 Tausendstel) betrifft, so wird derselbe in der Regel ganz in die Schlacken getrieben und häuft sich in Folge dessen im Verhältniss zum Gold stark darin an.

Der Rückhalt der Schlacke an Goldkörnchen hängt hauptsächlich von der zum Einschmelzen angewandten Goldmenge ab. Werden grosse Mengen Gold auf einmal mit Salpeter geschmolzen, so ist der relative und absolute Goldgehalt der Schlacken immer viel grösser, als wenn man dieselbe Menge Gold und Salpeter in kleinen Quantitäten (am Besten nicht viel mehr und weniger als 20 Mark Scheidegold) schmilzt, indem bei Anwendung gleich grosser Tiegel die durch Platinoxyd und Platinoxyd-Kali zähe gemachte Schlacke in ersterem Falle höher im Tiegel steht, als im letzteren. Je höher die zähe

Schlackenschicht ist, desto mehr wird das Niedersinken der Goldkörnchen erschwert. Zuweilen bildet sich an der Unterseite der Schlacken dadurch eine aus feinen Körnern regulinischen Goldes bestehende Goldhaut, dass, nachdem die Temperatur schon unter den Schmelzpunkt des Goldes gesunken ist, in der Schlacke noch fortwährend Goldkörnchen niedersinken, welche weder unter sich, noch mit dem Golde zusammenschmelzen können. (Das Aufziehen des Goldes durch die Schlacken.) Da bei Schmelzungen kleiner Parthien Gold die Schlacke verhältnissmässig dünnflüssiger wird, so hält sie auch weniger Goldkörnchen zurück. Man könnte zwar auch grössere Schlackenmassen durch anhaltendes Erhitzen in gehörigen Fluss bringen, allein es würde dadurch leicht ein Zerfressen (Durchgehen) der Tiegel durch das anwesende Kali herbeigeführt werden.

Mit dem Silbergehalte der Schlacken verhält es sich umgekehrt. Die im Scheidegolde noch enthaltenen Silbertheilchen bleiben vermöge ihres geringen specifischen Gewichtes und ihrer feinen Vertheilung gern mit etwas Gold in den Schlacken suspendirt und gehen um so langsamer in den Metallkönig ein, je dünnflüssiger die Schlacke ist. Daher bleibt bei kleinen Proben, wo sich wegen Dünnflüssigkeit der Schlacke die silberhaltigen Goldkörnchen mit dem Regulus vereinigen können, die Schmelzung im Feingehalte immer hinter grösseren Schmelzungen ein und desselben Scheidegoldes, wo die Schlacken sogenanntes aufgezogenes Gold enthalten, um 1—2 Tausendstel zurück.

Zur Ausziehung des Gold- und Platingehaltes aus den Schlacken empfiehlt *Pettenkofer*, dieselben mit Wasser zu einem dünnen Brei aufzuweichen, diesen mit 2 Theilen Bleiglätte, 1 Theile Weinstein, 4 Theilen Soda und 2 Theilen Glaspulver auf 8 Theile trockne Schlacken innig zu mengen, das Ganze in einem eisernen oder kupfernen Kessel zu trocknen und in einem vorher glühend gemachten Tiegel einzuschmelzen. Das erfolgende Werkblei wird abgetrieben, das dabei resultirende Blicksilber granulirt und in einer mit Vorlage versehenen Glasretorte mit Königswasser behandelt. Nach beendigter Auflösung treibt

Am schnellsten geht die Ausfällung des Silbers, wenn die Lauge ein specifisches Gewicht von 25° B. hat; bei einer Concentration über 28° B. wird die Fällung des Silbers unvollkommen, es entsteht in der Lösung ein eigenthümliches Flimmern von sich ausscheidenden Silbervitriolkryställchen und es wird dann ein Wasserzusatz erforderlich. Gibt eine ausgeschöpfte Probe bei Zusatz von Kochsalzlösung keinen Niederschlag von Chlorsilber mehr, so ist der Prozess beendigt. Man nimmt die Kupferstreifen weg, lässt sich das Silber zu Boden setzen und zieht die Kupfervitriol enthaltende Lauge mittelst eines bleiernen Hebers vom Silber ab.

Das Erhitzen der Fällpfanne geschieht meist durch directe Feuerung und pflegt erstere dann auf starken eisernen Trögen oder auf einer Eisenplatte zu stehen. In neuerer Zeit hat man sich sowohl beim Fällen, als auch beim Vitriolsieden des Wasserdampfs bedient, welcher entweder direct in die Laugen geleitet oder in einem Schlangenrohr darin umher geführt wird. (Frankfurt,[1]) München[2]).) Diese Heizungsmethode ist weniger kostspielig, geht schneller und es ist niemals ein Durchschmelzen der bleiernen Böden zu fürchten. Die Bleipfannen werden ohne Zinnloth, am zweckmässigsten mittelst der Wasserstoffgasflamme zusammengelöthet.[3])

[…]üssen des […]silbers.

3) Das Aussüssen des Fällsilbers. Das Fällsilber wird gewöhnlich in einem kupfernen Siebe, welches in einem zweiten mit Leinwand, Papier etc. bedeckten Siebe steht, mit heissem Wasser so lange ausgewaschen, bis Blutlaugensalz in dem Aussüsswasser eine Reaction auf Kupfer nicht mehr hervorbringt. Grössere Silberknollen werden wohl vor dem Auslaugen in einem, in warmem Wasser stehenden Siebe zerdrückt, mittelst einer steifen Bürste und Bewegen des Siebes im Wasser durch dasselbe hindurch getrieben und dann aufs Auslaugesieb gethan.

---

1) Bgwfd. XII, 41.

2) Bgwfd. XII, 3.

3) *Richmond's* Methode: *Dingl.*, LXXVII, 33. Bgwfd. III, 301. — *Karmarsch* Apparat: Mittheil. d. Hannov. Gew.-Ver. 1853, Hft. 5, p. 251. — *Rössler's* Apparat: Bgwfd. XII, 43.

Pressen und Trocknen d. Fällsilbers.

4) **Das Pressen und Trocknen des ausgesüssten Fällsilbers.** Um die Zeit des Trocknens des Fällsilbers abzukürzen und ein Hinwegreissen von Silbertheilchen durch den Wasserdampf möglichst zu vermeiden, wird das Fällsilber zwischen Leinwand mittelst einer Schraubenvorrichtung (Oker) oder mittelst hydraulischen Druckes (Frankfurt) zusammengepresst und die erfolgenden Kuchen auf einer erhitzten Eisenplatte (Oker) oder in eigenen mit Dampfheizung versehenen Kammern (Frankfurt) oder in einem Flammofen mit eiserner Heerdplatte (Wien) getrocknet.

Einschmelzen des Fällsilbers.

5) **Das Einschmelzen des Fällsilbers.** Das Einschmelzen des Silbers geschieht gewöhnlich mit etwas Salpeter, behuf Entfernung vorhandenen Kupfers, in feuerfesten irdenen oder in gusseisernen Tiegeln.[1]) Letztere gewähren grössere Sicherheit in Betreff des Durchgehens und eine Ersparung an Zeit und Kosten. Auch sind schmiedeeiserne Tiegel empfohlen worden.[2])

Das Abziehen der kupferhaltigen Schlacke von dem geschmolzenen Metall lässt sich durch Aufstreuen von Ziegelmehl erleichtern. Ist das Silber bleihaltig und raucht nach dem Abziehen der Schlacke, so wirft man wohl auf die geschmolzene Oberfläche 1 Theil Salpeter und kurz darauf 2 Theile Borax und 1 Theil Ziegelmehl. Bei sehr grossem Bleigehalte thut man an den Rand des Tiegels eine Lage von 2 Theilen Knochenmehl und 1 Theil ausgelaugter Holzasche, so dass in der Mitte eine Oeffnung bleibt. Dieser Rand, welcher das gebildete Bleioxyd einsaugt, muss öfters umgerührt und erneuert werden, bis das Rauchen der Metalloberfläche aufhört. Das Silber zeigt beim Schmelzen ein eigenthümliches, Verluste nach sich ziehendes Sprudeln, welches man bislang noch nicht hat beseitigen können. Während des Schmelzens ist der Deckel ohne Noth nicht aufzuheben, um möglichst wenig Silberverlust durch Verflüchtigung herbeizuführen. Dasselbe wird mittelst eines mit einer Zange gefassten Gra-

1) B. u. H. Ztg. 1843, p. 406.
2) *Dingl* CXXVII, 36. — B. u. h. Ztg. 1853, p. 455.

phittiegels oder eines thonbeschlagenen eisernen Löf in eiserne, vorher erwärmte und mit Lehm ausgestrich oder mit Gestübbe ausgeschlagene Formen übergeschö welche mit einem Deckel versehen werden können.

:hmelz- 'oducte. ıinsilber.

Die Producte von dieser Arbeit sind demnach folgen

1) Feinsilber mit einem Silbergehalt von 15 Loth 15 Loth 17 Grän. Nach *Barruel*[1]) erhielt Silber du eine Beimengung von $1/_{6000}$ fremder Substanzen, näml 0,0035 % Eisen, 0,002 % Kobalt und 0,0005 % Nicl eine bedeutende Härte.

ıfervitriol ige Lau- gen.

2) Kupfervitriol und freie Schwefelsäure e haltende Lauge. Diese Lauge wird entweder kupferhaltigen Producten (z. B. Kupferglühspahn) gesätt und auf Kupfervitriol versotten (Oker, Frankfurt) o direct auf diesen Vitriol, den man sorgfältig wäscht o nochmals umkrystallisirt, verarbeitet und die dabei er gende sehr saure Mutterlauge zuerst in einer Bleipfa bis 58° B. und dann in einem Platinkessel (Münche oder einem gusseisernen Kessel (Wien) bis 66° B. c centrirt und wieder zum Lösen von Silbergranalien v wendet. Bei Anwendung eines eisernen Kessels zum C centriren ist dieser mit einem bleiernen Helm zu v sehen, welcher das verdampfende Wasser abführt, so d dasselbe mit den Kesselwänden nicht in Berührung kom

ekrätz.

3) Gekrätz und zwar

a) Schlacken vom Silberschmelzen. Dieselt werden am zweckmässigsten gestossen, eingemengte S berkörner ausgeklaubt, dann der Rest mit Potasche einen König verschmolzen, der nach dem Abtreiben den Ausklaubekörnern beim Silberschmelzen zugesetzt wi

b) Tiegelkrätz, beim Abreiben der Silberansät von den Tiegelstücken mittelst eines scharfen Eisens e stehend, die Schlacken vom Silberschlackenschmelzen, verwaschenen silberreicheren Krätzen vom Feinbrenr etc. werden gemeinschaftlich entweder blos mit Borax u Salpeter, oder zugleich mit Bleiglätte und Glas auf ein Regulus verschmolzen, der zum Abtreiben kommt.

---

[1]) *Pogg.* LXXXVIII, 176.

c) **Ofenkrätz** und **Kehrigt**, die Kohlen vom Feinbrennen, der Testmergel, der Fegedreck, die Asche aus den Aschenfällen, das Verwaschene von den zerkleinten Muffelscherben etc. wird zerkleint, verwaschen, auch wohl durch Setzen separirt und das Metallreichere zum Tiegelkrätz gegeben, das Aermere aber mit Glätte und Schlacken in einem Krummofen auf Werkblei verschmolzen, welches dann abgetrieben wird.

I. Goldscheidung in Platingefässen.

§. 115. Allgemeines. Die Kunst des Affinirens verdankt der Anwendung von Platingefässen [1]) die grossen Fortschritte, welche sie in Frankreich, namentlich durch *d'Arcet* gemacht hat. Dieselben widerstehen der Einwirkung heisser concentrirter Schwefelsäure vollkommen, sind aber kostspielig herzustellen und zu repariren, nutzen sich durch Reibung der Granalien an ihren Wänden nicht unbedeutend ab [2]) und müssen sehr subtil behandelt werden. In dem Augenblick, wo das Gold als feines Pulver in Berührung mit Platin dem Einfluss der kochenden Säure ausgesetzt ist, backt dasselbe leicht fest an und lässt sich nur bei grosser Uebung mittelst verdünnten Königswassers weglösen.

Geschichtliches.

Vor Allem muss man die Berührung des Platins mit Zinn und Blei vermeiden, weil sich diese Metalle bei der Temperatur der kochenden Schwefelsäure leicht damit legiren. Gewöhnlich setzt man die Platingefässe in gusseiserne Gefässe oder eiserne Gerüste. Es sind zur Zeit die theuren Platinkessel nur noch wenig in Anwendung und fast allgemein durch gusseiserne Kessel verdrängt.

Vorsichtsmassregeln.

§. 116. Beispiele.

A. In der Münchener Münze wurden früher in eiserne Gerüste gestellte Platingefässe (jetzt gusseiserne Kessel) von etwa $9^3/_4$ Zoll Höhe mit einem Platinhelm

München

[1]) *Prechtl*, technol. Encyklop. XII, 319. — *Erdm.* J. f. ök. u. techn. Ch. IV, 411, 424. — *Erdm.* J. f. pr. Ch. IX, 49.

[2]) Ueber Abnutzung der Platinkessel: *Petzold* galvan. Versilberung. Dresden 1842, p. 31.

von 5″ Höhe und 9½″ unterem Durchmesser angewand
Bei einer Scheidung von 165 Mark güldischem Silber m
2 Loth 9¼ Grän Gold pro Mark = 26 Mark 9 Loth 6
Den. Goldgehalt wurde dieses Quantum in 3 Theilen
53 Mark in 3 Platinkesseln mit 346 Mark concentrirt
Schwefelsäure anfangs bei Holz-, dann bei Torffeuerm
erhitzt. Man nimmt das 2½fache Schwefelsäure von de
in der Legirung enthaltenen Silber und Kupfer. D
Helme der Kessel münden in eine mit Wasser theilwei
gefüllte Bleiröhre, in welcher sich die übergehende Schw
felsäure condensirt; die überschüssige schweflige Säu
wurde durch ein Bleirohr in den Schornstein geführt.

Nach 3 Stunden ist die Lösung beendigt, worauf ma
dieselbe mit verdünnter Schwefelsäure von 55° B. ve
setzte, um schwimmende Goldtheilchen niederzuschlage
und dann den grössten Theil des schwefelsauren Silbe
oxydes nach einiger Abkühlung in einem Kippappar
von dem zu Boden gegangenen Golde in einen Plati
kessel abgoss.

Erscheint die Lösung in demselben nicht klar, s
wird sie unter Zusatz von verdünnter Schwefelsäure noch
mals erhitzt und zuletzt in die bis zu ⅓ mit Wasser a
gefüllte bleierne Fällpfanne ausgegossen, die letzte gold
haltige Trübe kommt in eine kleinere Bleipfanne, wori
sie mit Kupfer zersetzt und darin das mit Silber veru
reinigte Gold eingeschmolzen und in die nächste Sche
dung gegeben wird.

Das im Lösegefäss rückständige Gold wird 3—4 m
mit concentrirter Säure ausgekocht. Die abgegossen
Säure von dem letzten Male wird demnächst wieder bei
Lösen von Granalien angewandt, das Gold ausgewasche
getrocknet und in einem Graphittiegel ohne allen Zusat
eingeschmolzen, das Spülwasser aber in die Fällpfann
filtrirt.

Die Silbervitriollauge wird bei einer Concentratio
von etwa 25—27° B. durch Kupfer zersetzt, wobei ma
auf 100 Theile Silber 30 Theile Kupferblech rechnet, d
Fällsilber mit kochendem Wasser ausgesüsst, getrockn
und in einem hessischen Tiegel, der in einem Graphi

tiegel steht, eingeschmolzen, indem man auf jeden Löffel voll eingetragenen Fällsilbers etwas Salpeter zusetzt. Das erfolgende Silber hat gewöhnlich 15 Loth 16½ Grän Feingehalt.

Die erfolgende Kupfervitriollauge wird auf 32—34° B. abgedampft, zum Krystallisiren hingestellt, die Mutterlauge nach vorherigem Eindampfen auf 36° B. nochmals krystallisiren gelassen und die zweite Mutterlauge in einer Bleipfanne bis 56° B. und dann im Platinkessel bis 66° B. concentrirt, in welchem Zustande sie statt concentrirter Schwefelsäure wieder zum Lösen der Granalien angewandt wird.

Die Scheidungsanstalt in München [1]) besteht seit 1816, und verarbeitete man darin anfangs nach dem beschriebenen *d'Arcet*'schen Verfahren jährlich nur 2000—3000 Mark Silber. Zur Zeit werden neben der gewöhnlichen Scheidung von Gold und güldischem Silber noch 3½—4 Millionen Kronenthaler mit $^{7}/_{10000}$ Goldgehalt geschieden, dabei 2500—3000 Ctnr. Schwefelsäure verbraucht und 1000—1200 Ctnr. Kupfervitriol erzeugt. Die Scheidung geschieht in gusseisernen Kesseln und wendet man bei der Fällung des Silbers und beim Abdampfen der Vitriollaugen mit grossem Vortheil Dampf an. Die bei dieser Goldscheidung von *Pettenkofer* gemachten Erfahrungen sind bereits mitgetheilt.

Petersburg.

B. In Petersburg [2]) nimmt man auf 1½—2 Pud güldische Silbergranalien auf jede 3 Theile in der Legirung enthaltenen Silbers 4 Theile Schwefelsäure. Jede Extraction des Silbers dauert 6—10 Stunden. Das nochmals mit Schwefelsäure ausgekochte Gold hat nach dem Einschmelzen einen Gehalt von 99,666 % und das Silber einen solchen von 99,15 %.

Zur Zeit werden aber auch gusseiserne Kessel in der Petersburger Münze angewandt.

---

[1]) Bgwfd. XII, 3, 38; XIII, 177.

[2]) Polytechn. Centr. 1838, p. 151. — *Lampad.* Fortschr. 1839, p. 132. — *Rose's* Reise nach dem Ural. Bd. 1. p. 55, 625.

II. Goldscheidung in Porzellangefässen.

ıwendbar- ıit dieser lethode.

§. 117. Allgemeines. Derartige Gefässe empfehl sich für kleinere Goldscheidungsanstalten wegen ihı Billigkeit, sie gestatten eine sehr reinliche Arbeit u haben bei sorgfältiger Behandlung eine erwünschte Dau

ıterharz.

§. 118. Beispiel. Zu Oker [1]) am Unterharze ist die Stelle der früheren Quartscheidung seit dem Jah 1838 die Affination des bei den Bleiarbeiten (Bd. II. p. 7 und Kupferarbeiten (Bd. II. p. 213) erfolgenden güldisch Brandsilbers mit 15 Loth 16 Grän bis 15 Loth 17 Grä Feinsilber und etwa 3/4 Grän Gold pro Mark [2]) = 2 Tausendstel Gold getreten. Nach der ältern Metho betrugen die Scheidekosten pro Mark Gold 42—56 Rthl bei dem jetzigen Verfahren sind sie auf 26—35 Rthl heruntergegangen [3]).

Das granulirte Brandsilber wird in Quantitäten vo 25 Mark mit 50 Mark concentrirter Schwefelsäure in Po zellangefässen [4]) *c* (Bd. I. p. 209, Taf. V, Fig. 104), welcl mit Lehm und Hammerschlag überzogen und in eine eisernen mit Handhaben versehenen Gerüste *d* in eiserı Kessel *a* eingehängt werden, während 5—8 Stunden b Holzfeuerung zur Lösung gebracht. Die Lösung ist g schehen, wenn man mittelst eines durch *f* eingebrachte eisernen Spatels keine Granalien mehr fühlt und kei zischendes Geräusch mehr wahrgenommen wird. Zw Stunden darauf, während dessen noch gefeuert wird, spü man mittelst verdünnter Schwefelsäure die Wänd des Gefässes ab, heizt nochmals eine Stunde lan lässt sich darauf das Gold während 5 Stunden absetze und giesst endlich die Silbervitriollösung vom Golde mög

[1]) *Kerl*, die Rammelsberger Hüttenprozesse am Com. Unterharz 1854. p. 135.

[2]) 1 Mark = 1/2 Pfd. Hannov. = 16 Loth = 288 Grän.

[3]) 1 Mark Gold kostet im Handel ungefähr 208 Rthlr.

[4]) Die Porzellangefässe werden aus der Charlottenburger Sanität geschirrfabrik bezogen. — Die Thonwaaren von *E. March* i Charlottenburg sollen Hitze gut vertragen, von Säuren nicht a gegriffen werden und billig sein. *Dingl.*, CXX. 127.

lichst rein in eine Bleipfanne ab. Zu dem Goldrückstand werden so oft frische Granalien gegeben und der Prozess so oft wiederholt, als noch Silber vorhanden ist. Gewöhnlich sind 4 Gefässe im Gange und es werden jährlich etwa 4000 Mark Silber geschieden, wovon durchschnittlich 10 Mark Gold erfolgen.

Der zurückbleibende Goldstaub wird 2—3mal in einem Porzellangefäss mit concentrirter Schwefelsäure ausgekocht, dann ausgesüsst, getrocknet, mit saurem schwefelsauren Natron zusammengeschmolzen (p. 306), die geschmolzene Masse ausgewässert, das zurückbleibende Gold getrocknet, in einem hessischen Tiegel mit etwas Borax und Salpeter geschmolzen und in eine vorher erwärmte, mit Wachs ausgestrichene eiserne Form ausgegossen. Dasselbe enthält 23 Kar. 8—10 Grän Gold.

Der erstarrte Silbervitriol, welcher von jedesmal 200 Mark Silber erfolgt ist, wird in einer bleiernen, mittelst Holz erhitzten Pfanne von 5′ 8″ Länge, 2′ 6″ Breite und 1′ 6″ Tiefe in heissem Wasser zur Lösung gebracht und die Lösung von etwa 25° B. Concentration während 6—7 Stunden durch eingehängte Kupferplatten zersetzt, die entstehende saure Kupfervitriollauge mit einem bleiernen Heber abgezogen und zur Darstellung von Kupfervitriol nach vorheriger Sättigung mit Kupferasche an die Vitriolsiedung abgegeben, das Fällsilber aber ausgesüsst, mittelst einer Schraubenpresse zwischen Leinwandlappen zu Kuchen zusammengedrückt, diese getrocknet und mit etwas Salpeter in gusseisernen Tiegeln in Quantitäten von etwa 320 Mark eingeschmolzen.

Das in Formen übergeschöpfte Silber enthält 15 Loth 16 Grän bis 15 Loth 17 Grän feines Silber. Auf 100 Mark güldisches Brandsilber ist bei der Scheidung ein Verlust von 2 Loth gestattet.

Der reichere Krätz wird jährlich mit Glätte und Glas in einem Graphittiegel eingeschmolzen, der erfolgende bleiische Regulus feingebrannt und das dabei resultirende Krätzstück wieder in die Scheidung gegeben. Der ärmere verwaschene Krätz wird alle 3 Jahr zur Okerhütte in einem Bleifrischofen mit Glätte und Kupfererz-

schlacken auf Werkblei verschmolzen, dieses abgetrieben und der erfolgende Regulus nach dem Feinbrennen zur Scheidung gegeben.

Von den Scheidekosten war p. 318 die Rede.

III. Goldscheidung in gusseisernen Gefässen.

§. 119. Allgemeines. Gusseiserne Kessel, anfangs zum Affiniren angewandt, wurden bald durch Platinkessel ersetzt, dann aber später wieder durch *Tocchi* in Marseille eingeführt, so dass sie gegenwärtig in den meisten Affiniranstalten im Gebrauche sind. In Deutschland führte *Hempel* in Oranienburg gusseiserne Scheidekessel statt der Platinkessel ein.[1]) Gusseiserne Gefässe widerstehen der heissen concentrirten Schwefelsäure sehr gut, was in der Umkehrung der elektrischen Polarität seinen Grund haben dürfte, indem das Eisen in Berührung mit jener Säure electronegativ wird, also zu dem electronegativen Sauerstoff keine Verwandtschaft äussert.[2]) Dabei ist Luftzutritt zu dem Innern der Lösegefässe möglichst zu vermeiden, desgleichen eine Verdünnung der Säure mit Wasser, weil sonst Eisen aufgelöst wird. Der dabei gebildete Eisenvitriol reducirt das gelöste Silber theilweise wieder und gibt zur Bildung von basischem unlöslichen Salz Veranlassung. *Dumas* gibt an, dass die eisernen Kessel beim Auflösen von Silbergranalien in denselben deshalb von der Schwefelsäure nicht angegriffen würden, weil sich die innere Fläche des Gefässes mit Silber überziehe und dann das Eisen nicht mehr mit der Flüssigkeit in Berührung komme(?). Nach *Fechner*[3]) wird das Eisen in Berührung mit Silber oder Kupfer in concentrirter Schwefelsäure electronegativ, weshalb sich erstere beiden in der Säure lösen, letzteres aber nicht, und es ist deshalb der Vorschlag gemacht, z. B. von

---

1) *Weber*, Zeitschr. f. Gewerbtreibende IV, 475. — *Lampad.*, Fortschr. 1839 p. 95.

2) *Lampad.*, Fortschr. 1839 p. 94.

3) *Schubarth*, techn. Chem. II, 383.

Jordan,[1]) den Prozess in gusseisernen grossen Gefässen anzufangen und in kleinen Platin- oder Goldgefässen zu beendigen. Wenngleich dies nach *Hempel's* Erfahrungen nicht nöthig ist, sondern die Scheidung in gusseisernen Kesseln vollendet werden kann, so ist dieses vorgeschlagene Verfahren doch in Ausführung gekommen (Wiener Münze).

Das anzuwendende Gusseisen muss feinkörnig, dicht und blasenfrei sein und seine Auflöslichkeit steht mit dem Kohlengehalte im umgekehrten Verhältnisse.[2])

§. 120. Beispiele.

Wien.

A. In der Münze zu Wien kommt nieder- und hochhaltiges Gut zur Scheidung.

Das niederhältige Gut mit einem nicht unbedeutenden Kupfergehalt wird in Barren von 18—20 Mark Gewicht auf der eisernen Heerdplatte eines Flammofens erhitzt, dann zerkleint, wobei sich das Kupfer oberflächlich oxydirt. Die geglühte Masse wird sodann gesiebt und in Quantitäten von 500 Mark in einer Bleipfanne mit 18—20grädiger, vorher zum Kochen erhitzter Schwefelsäure behandelt, welche das Kupfer auflöst (das Weissmachen). Der Rückstand wird in einem Siebe in Wasser ausgewaschen und dann so oft geglüht und mit Schwefelsäure behandelt, bis er den gehörigen Silbergehalt zeigt. In 24 Stunden können 1200 Mark Legirung geglüht und dasselbe Quantum in 72 Stunden weiss gemacht werden. 600—1000 Mark davon werden mit ihrem doppelten Gewichte concentrirter Schwefelsäure in gusseisernen Kesseln von 3′ Durchmesser mit Bleideckel bis zur stattgehabten Lösung erhitzt, der Silbervitriol mit dem vom hochhaltigen Gut weiter behandelt, die entweichenden Dämpfe zuerst in einen Condensationsraum, dann in Bleikammern geleitet, das rückständige sehr unreine Gold aber pro Mark mit 3—4 Loth Potasche eingeschmolzen und der erfolgende König zur Scheidung des goldhaltigen Gutes gegeben.

---

[1]) *Jordan* in *Erdm.* J. f. pr. Ch. IX, 49.
[2]) *Jordan* in *Erdm.* J. f. pr. Ch. IX, 49.

Vom [illegible] Gute werden 500—600 Mark mit dem 2—3fachen Schwefelsäure während 6—8 Stunden in eisernen Kesseln aufgelöst, dann zur Klärung der Lösung 12—15 Pfd. verdünnte Schwefelsäure von 52° B. zugegeben, nach einiger Zeit der Silbervitriol mit einem eisernen Löffel in die Fällpfanne übergeschöpft, das Gold von 10 Mark mit 4 Krügen à 25 Pfd. 60grädiger Säure 2—3 Stunden lang im Bleigefäss gekocht, mit kaltem Wasser ausgewaschen und in einem Goldkessel nochmals 2—3 Stunden lang mit 5—6 Volumtheilen concentrirter Säure gekocht. Hierauf giesst man anfangs kaltes, dann heisses Wasser hinzu, wäscht das Gold unter stetem Zerreiben und Drücken in steingutnen Schaalen aus, glüht und schmilzt dasselbe mit 2 Theilen Borax und 1 Theil Salpeter im [illegible]tiegel. Bei einem Bleigehalte des Goldes setzt man beim Schmelzen mehrmals Borax und Salpeter und dann öfters Sublimat zu. Die goldhaltigen Aussüsswasser werden durch Fliesspapier filtrirt und kommen in die Fällpfanne.

Das Silber fällt man aus der bis zu 15 — 25° B. verdünnten Lauge aus, glüht dasselbe nach dem Auswaschen und Trocknen in einem Flammofen in Quantitäten von 400 Mark und schmilzt es in Quantitäten von 500 — 1000 Mark in Hafnerzeller Tiegeln. Dasselbe enthält 15 Loth 15 Grän bis 15 Loth 15½ Grän Feinsilber. Ein Bleigehalt wird bei diesem Schmelzen auf die p. 313 beschriebene Weise beseitigt.

Die Kupfervitriollauge vom Fällen des Silbers wird mehrere Male auf Vitriol versotten, bis zuletzt die sogenannte schwarze Säure übrig bleibt, welche man nach gehöriger Concentration in einem eisernen Kessel mit Bleihut wieder zum Lösen von Scheidegut benutzt.

Die beim Goldschmelzen erhaltenen Schlacken und Tiegelkrätzen werden gestossen, gesiebt, verwaschen und der Schlieg mit 2 Loth Potasche pro Mark verschmolzen. Die erfolgenden Könige übergibt man der Scheidung. Die Schlacken vom Silberschmelzen werden mit Potasche, das Tiegel- und Ofenkrätz, sowie Kehrigt

mit Borax und Salpeter geschmolzen, die Könige abgetrieben und dann wieder zur Scheidung gegeben.

Silber mit ¼ Grän Gold pro Mark ist noch scheidewürdig.

Frankfurt.

B. Zu **Frankfurt** am Main[1]) werden jährlich ausser den nicht unbedeutenden Posten von güldischem Silber über 1 Million Gulden in alten Kronenthalern geschieden und dabei über 1500 Ctr. sehr reiner Kupfervitriol erzeugt. Zur Lösung dienen 3 gusseiserne Kessel mit Bleideckel und bleiernen Gasleitungsröhren, welche die schweflige Säure früher durch einen 140′ langen Canal in einen 70′ hohen Schornstein führten. Zur Zeit wird noch durch ein 90′ hohes Rohr Wasserdampf zugeführt.[2]) Für die Fällpfannen, Laugenpfannen, zur Heizung der Trockenkammern etc. wird Dampf angewandt.

Es wird auch das Brandsilber von der Gute-Hoffnung-Hütte bei St. Goar daselbst geschieden.[3]) Seit 6 Jahren hat man aus 466,2 Mark Silber dieser Hütte 1,702 Mark Gold dargestellt, also durchschnittlich 0,365 %. Die Scheidekosten werden mit 10 Sgr. 3½ Pf. pro Mark Silber berechnet, mithin durch einen Goldgehalt von 0,16 % gedeckt.

Kremnitz.

C. Zu **Kremnitz**[4]) wendet man zum Scheiden der güldischen Hüttensilber gusseiserne Kessel von 3′ 4″ Höhe und 2′ 4″ Durchmesser mit dickem Boden an, welche 500—1000 Mark Silber fassen. Die Lösung von 500—600 Mark Granalien ist in 7—8 Stunden, die von 800—1000 Mark in Planchen oder Zainen in 18—20 Stunden vollendet. Die beschriebene Goldscheidung zu Oker (pag. 318) ist im Uebrigen der Kremnitzer nachgebildet.

Poizat's Goldscheidung

D. *Poizat's* Goldscheidung[5]) in Paris verarbeitet sehr kupferhaltiges und goldarmes Gut in eisernen Kesseln und reineres Scheidegut in Platingefässen.

---

[1]) Bgwfd. XII, 41.

[2]) *Dingl.*, CXXVIII, 359.

[3]) Zeitschr. f. das Berg-, Hütten- und Salinenwesen des Königr. Preussen. 1853 I, 183.

[4]) *Erdm.*, J. f. pr. Ch. IX, 73.

[5]) *Karmarsch* und *Heeren*, techn. Wörterbuch I. 942.

Das Einschmelzen des Silbers behuf des Granulirens geschieht in schmiedeeisernen Tiegeln, welche mehrere Centner davon fassen. Die kugelsegmentförmigen gusseisernen Scheidekessel von 2′ Durchmesser sind mit einem aus 2 Hälften bestehenden gusseisernen Deckel versehen, dessen eine Hälfte bleibend auf dem Kessel befestigt und mit einem Rohr versehen ist, welches die schweflige Säure behuf Darstellung von Schwefelsäure in einen bleiernen Behälter führt.

Auf 1 Theil Silber nimmt man 2 Theile Schwefelsäure und erhitzt so lange, bis sich das Silber vollständig in einen Teig von Silbervitriol verwandelt hat. Dieser wird mit eisernen Löffeln in grosse bleierne Cisternen geschöpft, in Wasser gelöst und bis zu 36° B. verdünnt. Durch Einleiten von Wasserdampf wird die Flüssigkeit ins Sieden gebracht, bis auf 22° B. verdünnt, der Ruhe etwas überlassen und dann mittelst eines Hebers vom Golde in eine bleierne Pfanne übergezogen, worin das Silber durch Kupferstreifen ausgefällt wird etc.

3. Kapitel. Goldscheidung durch Königswasser.

ilbarkeit r Methode.

§. 121. Allgemeines. Diese Methode wird gewöhnlich nur bei silberarmem Golde angewandt, aus welchem das Silber durch Schwefelsäure nur unvollständig ausgezogen werden kann und wobei die Quartation deshalb weniger vortheilhaft ist, weil man beim Vorhandensein von grossen Mengen Scheidegutes immer eine bedeutende Quantität Silber zum Zusammenschmelzen mit dem Golde zur Hand haben muss. Dieselbe beruht darauf, dass sich Gold in Königswasser als Chlorid auflöst, während das gebildete Chlorsilber in Königswasser nur sehr wenig löslich ist.

$$Au^2 Ag + 4 Cl H + 2 \dddot{N} \dot{H} = Au^2 Cl^3 + Ag Cl + 6 \dot{H} + 2 \dddot{N}.$$

ahren.

Die Logirung wird mit dem 3—4fachen Gewicht Königswasser, aus 1 Theil Salpetersäure von 1,28 spec. Gew. und 4 Theilen Salzsäure von 1,178 spec. Gew. zusammengemischt, im Sandbade digerirt, die Lösung abgegossen, der Rückstand von Chlorsilber abermals mit Königswasser

ausgekocht, dann mit destillirtem Wasser ausgewaschen und reducirt, das Gold aber aus der Lösung ausgefällt. Da das Chlorsilber das Gold leicht verkrustet, so rührt man entweder die Mischung öfters um oder lässt (beim Operiren im Grossen) einen Dampfstrahl in dieselbe treten.[1])

Fällungsmittel für das Gold.

Als Fällungsmittel für das Gold sind in Anwendung:

1) Eisenvitriol[2]) $\dot{F}e\,\dddot{S} + 7\,\dot{H}$ oder Eisenchlorür $FeCl + 4\,\dot{H}$. Man erhitzt die Lösung des Goldes sowohl als die des Eisenvitriols auf etwa 70° C. und giesst die Eisensolution in die Goldlösung und zwar anfangs in sehr geringen Mengen wegen der stattfindenden stürmischen Entwicklung von Stickoxydgas. Wird eine abfiltrirte Probe durch Eisenvitriol nicht mehr getrübt, so decantirt man die Flüssigkeit und wäscht das in compakten Klumpen ausgeschiedene Gold aus.

$$Au^2\,Cl^3 + 6\,\dot{F}e\,\dddot{S} = 2\,Au + Fe^2\,Cl^3 + 2\,\ddot{F}e\,\dddot{S}^3.$$

Nach *G. Rose*[3]) besteht der Goldniederschlag aus äusserst kleinen Würfeln. Nach *Morin*[4]) schlägt Eisenvitriol $1/_{450}$ Gold noch vollständig nieder, nach *Elsner*[5]) weniger vollständig. Nach *Levol*[6]) ist dieses sehr häufig ausgeführte Verfahren deshalb unvollkommen, weil Chlorsilber mit dem Golde selbst nach dem Abdampfen aufgelöst bleibt und von dem Eisensalze ebenfalls reducirt wird.

Dieses von *Newton* etwas modificirte Verfahren ist, zur Umgehung der Quartation, in amerikanischen Münzen in Anwendung.[7])

2) Oxalsäure. $\dot{H}\,\ddot{C}$. Dieselbe liefert nach *Levol*[8])

---

[1]) B. u. h. Ztg. 1852 p. 880.
[2]) Bgwfd. XIII, 187.
[3]) *Pogg.*, LXXIII, 8.
[4]) *Dingl.*, LXXVI, 38.
[5]) *Dingl.*, XCVI, 490.
[6]) *Dingl.*, XCI, 232. — Bgwfd. VII, 460.
[7]) B. u. h. Ztg. 1852 p. 880.
[8]) *Dingl.*, XCI, 232. — Bgwfd. VII, 460.

ein reines Gold, der Prozess ist aber, namentlich beim Vorwalten von Säure, langwierig, und die Flüssigkeit wird dabei durch die Entwickelung von Kohlensäure leicht verspritzt, weshalb grosse Gefässe angewandt werden müssen. $Au^2 Cl^3 + 3 \dot{H} \bar{G} = 2 Au + 3 Cl H + 6 \ddot{C}$.

Unter gewissen Umständen kann das Gold nach *Jackson* [1]) in Schwammform erhalten werden.

3) Ameisensäure. $\bar{F} = C^2 H^2 O^3 + \dot{H}$ und ameisensaures Kali $\dot{K} \bar{F}$ fällen das Gold nach *Morin* [2]) nur unvollständig.

4) Antimonchlorür, $Sb Cl^3$, mit Salzsäure versetzt, reducirt nach *Levol* die etwas erwärmte Goldlösung nach einigen Stunden; das Gold wird auf ein Filter gebracht, mit schwacher Salzsäure ausgewaschen und mit etwas Salpeter und Borax in einem irdenen Tiegel geschmolzen. Auf 100 Gold sind 200 Antimonchlorür zu nehmen. $3 Sb Cl^3 + 2 Au^2 Cl^3 = 4 Au + 3 Sb Cl^5$.

5) Arsenchlorür, $As Cl^3$, durch Auflösen von arseniger Säure in Salzsäure dargestellt, reducirt nach *Levol* [3]) und *Duflos* [4]) das Gold aus neutraler oder schwach alkalischer Lösung rasch und vollständig. $3 As Cl^3 + 2 Au^2 Cl^3 = 4 Au + 3 As Cl^5$.

[...]ung des [...]silbers. Aus dem Chlorsilber lässt sich das metallische Silber ausscheiden durch Schmelzen mit Potasche oder nach *Gay Lussac* [5]) besser mit frisch gebranntem Kalk, nach *Levol* [6]) und *Casaseca* [7]) mittelst Aetzkalilauge und Zucker, durch Schmelzen mit Salpeter und Kohlenpulver oder Colophonium [8]), nach *Hornung* [9]) mittelst Kupfers und Am-

---

[1]) *Dingl.*, CX, 375. — *Erdm.*, J. f. pr. Ch. XLIX, 118. — B. u. h. Ztg. 1849 p. 125.
[2]) *Dingl.*, LXXVI, 38.
[3]) Bgwfd. VII, 461. — *Dingl.*, LXXVI, 38.
[4]) *Erdm.*, J. f. pr. Ch. XLVIII, Heft 3 (1849).
[5]) *Dingl.*, CIV, 42.
[6]) *Berzel.*, Jahresber. 1845 p. 186. — *Dingl.*, CIX, 369.
[7]) *Dingl.*, CXX, 300.
[8]) *Dingl.*, LXXXV, 77; XCVI, 175.
[9]) *Dingl.*, CII, 320.

moniaks, nach *Zimmermann*[1]) durch Eisen, Potasche und Kochsalz, nach *Wittstein*[2]) durch Glühen mit feuchtem Kohlenstaub, nach *Kessler*[3]) durch essigsaures Eisenoxydul, nach *Brunner*[4]) auf galvanischem Wege mittelst Zinks und Schwefelsäure, nach *Böttger*[5]) sehr einfach durch Erhitzen mit einer Auflösung von 1 Theil krystallisirter Soda in 3 Theilen Wasser, welcher man ein dem Chlorsilber ungefähr gleiches Quantum Stärkezucker hinzufügt.

V. Abtheilung.

Scheidung des Goldes von Kupfer.

Scheidungsmethoden.

§. 122. Allgemeines. Zur Scheidung des Goldes vom Kupfer können meist dieselben Methoden angewandt werden, als bei der Trennung des Goldes vom Silber, doch lassen sich zuweilen aus ökonomischen Rücksichten noch andere Wege dazu einschlagen.

So pflegt man goldärmeres Kupfer (manches Schwarzkupfer) der Saigerung (p. 111) mit Blei zu unterwerfen, kupferhaltiges Gold (Goldmünzen) aber gleich beim Abtreiben (p. 130) zuzusetzen. Dabei müssen jedoch, wenn eine Auflösung des Kupfers von der Glätte eintreten soll, für jeden Theil Kupfer wenigstens 16 Theile Blei vorhanden sein.

Sind bedeutende Mengen goldreichen Kupfers vorhanden, so wird der Treibprozess wegen der erforderlichen Vermehrung der Treibheerde und der Erhöhung der Treibkosten unvortheilhaft und in solchem Falle kann man zweckmässig den Kupferauflösungs- und Abdarrprozess (p. 198) anwenden, bei welchem indess stets ein

---

[1]) *Dingl.*, CIX, 373.
[2]) Polyt. Centr. 1849 p. 1196.
[3]) *Dingl.*, CIX, 369.
[4]) *Pogg.*, LXXXV, 462.
[5]) Oesterr. Zeitschr. 1855 p. 216.

nicht unbedeutender Theil Gold, $1^1/_2$—3 Loth im Centn Gaarkupfer, zurückbleibt.

hrle's Vorschläge.

Weit weniger Goldverlust findet nach *Wehrle*[1]) statt wenn man das Kupfer behuf Verwandlung in Oxyd mi Kochsalz in granulirtem Zustande röstet, das Oxyd mit verdünnter Schwefelsäure in kupfernen Kesseln weglöst und durch Kochen des Rückstandes mit concentrirter Schwefelsäure in einem gusseisernen oder Platinkessel das Gold reinigt. Die gebildete Kupfervitriollaug wird entweder auf Vitriol versotten oder zur Trockne gedampft und calcinirt, wobei unter Entwickelung von schwefelsauren Dämpfen Kupferoxyd zurückbleibt, welches ma im Schacht- oder Flammofen auf Kupfer verarbeitet. Auc lässt sich der Kupfervitriol durch Schmelzen mit Kohl in Lech verwandeln und aus diesem das Kupfer gewinnen.

Bei Behandlung des uncalcinirten Kupfers mit Schwefe säure würde der Consum an letzterer bedeutender sein und a 16—20% unauflösliches Antimonoxyd, schwefelsaures Ble oxyd, Eisenoxyd, Gold und Silber enthaltender Rückstan entstehen, aus welchem sich das Gold nur mit Verlust un nicht unbedeutenden Kosten würde gewinnen lassen.

Durch das Calciniren des Kupfers mit Kochsalz wir eine bedeutende Reinigung desselben erzielt.

---

[1]) *Wehrle*, Lehrb. d. Probir- und Hüttenkunde II, 546 (1841).

XII. Platin.

§. 123. **Platinerze.** Das Platin wird selten auf seiner ursprünglichen Lagerstätte gefunden, sondern kommt gewöhnlich in Körnern im Schuttlande und dem Sande der Flüsse vor und zwar in Verbindung mit Palladium, Rhodium, Osmium, Ruthenium, Eisen, Kupfer und Blei, bisweilen auch mit Silber, so wie im Gemenge mit Körnern von Osmiridium, Gold, Titaneisen, Chrom- und Magneteisenstein, Quarz, Zirkon, Spinell, Serpentin etc. Das gediegene Platin hat man in den Seifen mit Chromeisenstein verwachsen gefunden und da dieser zumeist im Serpentine vorzukommen pflegt und im Platinsande die aus Serpentin und augitischen Gebilden bestehenden Fragmente vorwalten, so ist anzunehmen, dass das Platin primitiv mit Chromeisenstein und seinen andern Begleitern, dem Iridium und Osmiridium, im Serpentine enthalten gewesen ist.[1]) Die auf Platinsandlagern vorkommenden Quarzfragmente zeigen die Quelle an, woher das Gold stammt, welches in den Platinseifen meistens nur in winzigen Quanten (als 2—3procentige Beimengung) eingestreut ist. Nach dem gegenwärtigen Stande der Wissenschaft lässt sich annehmen, dass das Vorhandensein von Magneteisensand im ältern Seifengebirge auf das Vorhandensein von Gold und das überwiegende Vorhandensein

Vorkommen des Platins.

---

[1]) *Zerrenner's* Anleitung zum Gold-, Platin- und Diamantwaschen. Leipzig 1851 p. XXI.

von Serpentinfragmenten auf die Anwesenheit von schliessen lässt.[1])

Entdeckung des Platins.

Das Platin wurde 1736 im Sande des Flusses in Choco (Neugranada) von einem spanischen Ma tiker *Anton Ulloa* entdeckt. 1750 unterwarfen d europäische Chemiker genauerer Untersuchung, nam *Scheffer* in Schweden. Am Ural wurde es 1822 e und 1823 die Entdeckung durch *Lubarski* bestätig genauere Kenntniss des die edlen Mineralien füh Seifengebirges im Allgemeinen datirt von der Jahren 1829 u. 1830 ausgeführten Expedition *Alex. v boldt's*, *Gust. Rose's* und *Ehrenberg's* an den Ural und das caspische Meer.[2]) An Grösse der Ausbeu die Platinlager zu Nischnetagilsk[3]) am Ural no keinen andern übertroffen.

Enthält der uralische Platinsand in 100 Ctr. Masse 2½ Loth Platin (2½ Solot. in 100 Pud)[4]), man mit diesem Gehalte sehr zufrieden, und scheint Waschwürdigkeit mit 4/7 Loth Platin in 100 Ctr. aufzuhören. In dem Jahre 1825 betrug der Plati daselbst noch 25 Sol. 20 Dol. in 100 Pud, im Jah nur noch 2 Sol. 12 Dol. Die Production zu Nis gilsk beträgt 19/20 von allem bis jetzt im russischen erzeugten Platin.

Fundorte.

Im Laufe der Zeit hat man mehrere Fundort Platin nachgewiesen, z. B. in Brasilien[6]), Colum

---

[1]) *Zerrenner*, Anleitung zum Gold-, Platin- und Diamant Leipzig 1851 p. XLIII.

[2]) *G. Rose*, Reise nach dem Ural. 2 Bde. 1837 u. 1842. Bd. I — B. u. h. Ztg. 1842 p. 19.

[3]) *Zerrenner*, c. l. p. XVIII, XXIII. — *Erdm.*, J. f. ökon. Chem. V, 104. — Bgwfd. IX, 302; XII, 591. — *Karst.*, Ar I. 237. — *Schubarth*, techn. Chem. 1851. II, 378.

[4]) 1 Pud = 40 Pfd. à 96 Solotnik à 96 Dolei = 34,978 Pfd = 16,381 Kilogr.

[5]) *Karsten's* Metallurgie I, 233. — Neuer Schauplatz der XII, 57.

[6]) *Erdm.*, J. f. ök. u. techn. Ch. XVIII, 357.

[7]) *Karst.*, Arch. 2. R. I, 237.

Nordcarolina, auf Haiti, auf Borneo, in Ostindien, in Frankreich[1]), in den Alpen[2]); der Goldsand des Rheines[3]) enthält $\frac{1}{2400}$ Platin; das aus dem Golde der Wilhelms-Hütte[4]) auf dem Harze gewonneue Palladium enthält etwas Platin. *Pettenkofer*[5]) hat neuerdings auf die grosse Verbreitung des Platins aufmerksam gemacht; er fand dasselbe in fast allem Silber des Handels, insofern dasselbe nicht aus einer Scheidungsanstalt stammte, desgleichen auch im Golde. *Gueymard*[6]) entdeckte das Platin in den Alpen der Dauphiné und Savoyens in vielen Mineralien, Gebirgsarten und im Flusssand, so wie im Zink, Eisen und Stahl anderer Gegenden. Den Werth des Platins zu dem des Silbers hat man wie $5\frac{1}{5}:1$ bestimmt.[7])

Platinhaltig Substanzen

§. 124. Platinproben. Zur Untersuchung auf ihren Platingehalt kommen Platinsand, sowie Legirungen des Platins mit Gold, Silber und Kupfer. Es lässt sich eine solche nur mit Hülfe der analytischen Chemie[8]) ausführen.

A. Untersuchung der Platinerze (Platinsand).

Probiren de Platinerze.

1) In der Münze zu Petersburg[9]) wird das feinzertheilte Erz mit 10—15 Theilen Königswasser bis zur vollständigen Zersetzung wiederholt digerirt, die saure, vorher etwas eingeengte Lösung mit Salmiak versetzt und der ausgeschiedene Platinsalmiak ausgesüsst, getrocknet und gewogen. Beim Erkalten des bis auf etwa $\frac{1}{12}$

[1]) *Pogg.*, XXXI, 590; Ann. d. min. 4. sér. XVI. 505.
[2]) Ann. d. min. 5 livr. de 1849 p. 495; 1 livr. de 1854 p. 165.
[3]) *Gmelin*, Chem. III, 699 (1844).
[4]) *Pogg.*, XXXIV, 380.
[5]) Bgwfd. XII, 38. — *Schweiger*, über Platina. Altes und Neues: *Erdm.*, J. f. pr. Ch. XXXIV, 383.
[6]) Ann. d. min. 1. livr. de 1854 p. 165.
[7]) B. u. h. Ztg. 1842 p. 9.
[8]) *Gmelin*, Handb. der Chem. III. 700 (1844).
[9]) *Bodemann*, Probirkunst. 1845 p. 173.

eingeengten Filtrats setzt sich Iridiumsalmiak ab. Wird nun die übrig bleibende Flüssigkeit zur Trockne gedampft, so erhält man noch einen sehr unreinen Platinsalmiak, welcher beim Glühen unreines Platin gibt. Dieses wird durch nochmaliges Auflösen in Königswasser und Fällen mit Salmiak gereinigt und dem Gewichte des bereits gefundenen Platins hinzugerechnet.

2) Ein einfacheres Verfahren besteht darin, dass man die königsaure Platinlösung mit Kalkbrei bis zur alkalischen Reaction im Schatten oder des Abends versetzt, filtrirt und aus dem Filtrat durch Salmiak und Weingeist das Platin fällt.[1])

3) *Lampadius*[2]) behandelt 1 Probircentner Erz mit Königswasser, fällt aus der erhitzten Lösung das Iridium mittelst eines gewogenen Platinbleches als schwarzes Pulver aus, filtrirt und schlägt das Platin durch Salmiak und Weingeist nieder. Von dem beim Glühen des Platinsalmiaks erhaltenen Platin wird der Gewichtsverlust des Platinbleches abgezogen.

B. Untersuchung platinhaltiger Legirungen.

ren platin- ger Legi- ungen.

1) Platin und Gold. Die Probe wird mit dem $2^1/_2$—3fachen Silber mittelst Bleies auf der Kapelle vereinigt, wobei man zu gleicher Zeit, wenn eine entsprechende Menge Blei genommen wird, einen Kupfergehalt beseitigt und durch die Differenz bestimmt. Die erhaltene Legirung wird mit Salpetersäure (wie eine Goldprobe) behandelt, wobei Silber und Platin in Lösung gehen. Das zurückbleibende Gold muss so oft wieder mit Silber zusammengeschmolzen und quartirt werden, bis das Gewicht nicht mehr abnimmt. In der salpetersauren Lösung kann man das Platin durch Salmiak und Weingeist ausfällen,

---

[1]) *Bodemann*, c. l. p. 172.

[2]) *Erdm.*, J. f. ök. u. techn. Chem. XI, 1. — *Lampad.*, Fortschr. 1839 p. 108.

nachdem zuvor das Silber durch Kochsalz weggenommen. (Siehe auch p. 268).

2) **Platin und Silber.** Durch eine Vorprüfung (durch Behandlung mit Schwefelsäure) ermittelt man den ungefähren Gehalt der Probe an Platin und beschickt dieselbe auf die Weise, dass auf 1 Theil Platin 2 Theile Silber kommen. Beim Abtreiben der Beschickung auf der Kapelle mit Blei[1]) wird ein vorhandener Kupfergehalt entfernt. Die ausgeplattete Legirung wird mit reiner concentrirter Schwefelsäure 10—12 Minuten gekocht, mit Schwefelsäure etwas abgewaschen und nochmals 7—8 Minuten mit neuer Schwefelsäure gekocht. Das zurückbleibende Platin wird erst mit Schwefelsäure, dann mit Wasser ausgewaschen etc.

3) **Platin, Gold und Silber.** Man kocht in gewöhnlicher Weise zwei mit den nöthigen Mengen Silber[2]) beschickte Proben einmal mit Schwefelsäure und findet dabei den Silbergehalt aus dem Verluste, dann mit Salpetersäure, wobei sich der Goldgehalt ergibt. Die Differenz besteht aus Platin. Wesentlich zum Gelingen der Probe, namentlich bei der Behandlung mit Schwefelsäure ist das richtige Verhältniss des Silbers zum Platingold. Ein Kupfergehalt wird beim Abtreiben der Legirung mit Blei durch die Differenz gefunden.

4) **Platin, Arsen und Antimon.** Aus dieser Verbindung scheidet man das Platin eben so wie das Gold (pag. 332)

Vorbereitung des Platinsandes.

§. 125. **Darstellung des Platins.** Der Platinsand wird gewöhnlich an Ort und Stelle mittelst mehr oder weniger complicirter Maschinen[3]) verwaschen, das Gold durch Quecksilber, so wie das Eisenerz durch Magnete, so weit es geschehen kann, ausgezogen. In diesem Zustande kommt der gereinigte Sand unter dem Namen **rohe Platina** in den Handel.

---

[1]) Ueber die anzuwendenden Bleimengen siehe *Bodem.* c. l. p. 176.
[2]) *Bodem.*, c. l. p. 178.
[3]) *Zerrenner*, c. l. p. 1.

ammen- :ung des .nsandes.

Man hat denselben zusammengesetzt gefunden aus[1]):

	I.	II.	III.	IV.	V.	VI.	VII.
Platin	78,94	73,58	86,50	84,30	86,16	84,34	55,44
Palladium . .	0,28	0,30	1,10	1,06	0,35	1,66	0,49
Rhodium . . .	0,86	1,15	1,15	3,46	2,16	3,13	6,86
Iridium . . .	4,97	2,35	—	1,46	1,09	2,58	27,79
Osmium . . .	—	—	—	1,03	0,97	0,19	Spur
Eisen	11,04	12,98	8,32	5,31	8,03	7,52	4,14
Kupfer . . .	0,70	5,20	0,45	0,74	0,40	Spur	3,30
Mangan . . .	—	—	—	—	0,10	0,31	—
Osmium-Iridium	1,96	—	1,40	—	1,91	1,56	—
Sandkörner . .	—	2,30	—	0,60	—	—	—
Kalk	—		—	0,12	—	—	—
Summa	98,75	97,86	98,92	98,08	101,17	100,29	98,02

I. Von Nischnetagilsk am Ural nach *Berzelius*, nicht magnetische Körner. II. Desgl. magnetische, zum Theil sehr polarische Körner. III. Von Goroblogadat am Ural nach *Berzelius*, ganz unmagnetisch. IV. Von Barbacoas nach *Berzelius*, aus sehr grossen Körnern bestehend. V. Von Choco nach *Svanberg*, durch den Magnet von Eisenerz befreit. VI. Von Pinto, nach Demselben. VII. Osmiridium aus Südamerika, nach Demselben.

Auch *Osann*[2]) hat sibirische Platinerze analysirt.

Wollaston[3]) war der erste, welcher sich mit der Darstellung des reinen Platins 25 Jahre lang beschäftigte. Er veröffentlichte indess erst kurz vor seinem Tode 1828 sein Verfahren, welches mit einigen Verbesserungen in der Petersburger Münze[4]) eingeführt wurde und nachstehende Operationen begreift:

stellung Platins.

Das uralische Platinerz wird gesiebt, die gröberen Körner zerfletscht man in einem eisernen Mörser und

[1]) *Gmelin*, Handb. der Chem. III, 700 (1844). — *Lampad.*, Fortschr. 1839 p. 106.

[2]) *Pogg.*, VIII, 505; XIII, 283; XIV, 329.

[3]) *Pogg.*, XV, 299; XVI, 168. — *Erdm.*, J. f. ök. u. techn. Ch. VI, 221.

[4]) *Erdm.*, J. f. ök. u. techn. Ch. XIV, 319. — *Pogg.*, XXXIII, 99; XXXX, 209. — *Lampad.*, Fortschr. 1839 p. 1, 95, 108.

siebt abermals. Das mechanisch zerkleinte Erz wird mittelst Königswassers, aus 3 Theilen Salzsäure und 1 Theil Salpetersäure gebildet, in Porzellanschaalen, und zwar 3—4 Pfd. Erz mit 15—20 Pfd. Säure, etwa 8—10 Stunden im Sandbade erhitzt, bis keine salpetrigsauren Dämpfe mehr entweichen.

Die noch saure Lösung wird, nachdem sich das Ungelöste zu Boden begeben hat, in Bechergläser abgegossen und so lange mit Salmiaklösung versetzt, als noch ein gelber Niederschlag von Platinsalmiak ($NH^4Cl + PtCl^2$) entsteht. Dieser wird zu wiederholten Malen mit kaltem Wasser ausgewaschen, das Waschwasser aufgehoben, der Platinsalmiak aber getrocknet und in Platinschaalen gelinde ausgeglüht, wobei metallisches Platin (Platinschwamm) entsteht.

Damit das Platin möglichst rein, namentlich frei von Iridium ausfalle, welches dasselbe unter Hammer und Walzen rissig macht, muss die Fällung mit Salmiak aus saurer Lösung und das Auswaschen des Platinsalmiaks mit kaltem Wasser geschehen. Nach *Jacquelain*[1]) wendet man zum Fällen von 100 Theilen Platin zweckmässiger ein Gemisch von 25 Theilen Chlorkalium und 3 Theilen Salmiak an, indem dabei demnächst ein leichter zu verarbeitendes Platin erfolgen soll.

Die ersten Auswaschwasser werden in Glasretorten bis auf $^1/_{12}$ eingedampft, worauf sich beim Erkalten Platin- und Iridiumsalmiak niederschlägt. Die schwächern Aussüsswasser dampft man in Porzellanschaalen zur Trockne, der Rückstand wird ausgeglüht und gleich dem rohen Erz einer nochmaligen Scheidung unterworfen.

Zusamm- setzung de- tinrückst-

Aus dem in Königswasser unlöslichen Platinrückstande, welcher vom Platin grösstentheils und von einem Theil Iridium befreit ist, lassen sich Palladium, Osmium, Rhodium und Ruthenium ausscheiden, und haben dazu

[1]) Bgwfd. III, 386.

besonders *Wöhler*[1]), *Persoz*[2]), *Fremy*[3]) und *Claus*[4]) Vorschriften gegeben.

Nach *Fremy*[5]) lassen sich die Platinrückstände hinsichtlich ihrer Zusammensetzung in folgende 3 Classen eintheilen:

1) Rückstand in Pulverform, ein Gemenge von Iridium und Rhodium. Derselbe entsteht bei der Fällung saurer Auflösungen mit Eisen und hält nur wenig Osmium zurück. Die Metalle, welche diesen Rückstand bilden, hatten sich in Königswasser durch Beihülfe des Platinchlorides aufgelöst.

2) Rückstand in Flimmern, unter dem ungeeigneten Namen Osmiridium bekannt, ist eine Legirung von 4 Metallen, nämlich Iridium, Ruthenium, Rhodium und Osmium. Das Rhodium findet sich in diesen Flimmern nur in geringer Menge.

3) Rückstand in Körnern, hauptsächlich Rhodium, Osmium und Iridium.

Zur Darstellung von Rhodium dienen besonders die Rückstände 1 und 3, von Iridium 1, 2 und 3, von Ruthenium 2 und von Osmium 2 und 3.

ss' Vorschläge.

Nach *Hess*[6]) besteht die Kostbarkeit der Bearbeitung von Platinerzen hauptsächlich darin, dass dieselben sehr schwierig von Königswasser angegriffen werden und zur Zersetzung das 8—10fache ihres Gewichtes davon erfordern. Um diesem Uebelstande abzuhelfen, schmilzt man, wie auch bereits von *Descotils*[7]) vorgeschlagen worden ist, das Erz mit dem 2—4fachen Zink zusammen, pulvert und siebt den spröden Metallkönig und behandelt ihn anfangs mit verdünnter, dann mit stärkerer Schwefelsäure

1) *Pogg.*, XXXI, 161.
2) *Erdm.*, J. f pr. Ch. II, 473.
3) *Gmelin's* Chem. III, 714 (1844). — *Dingl.*, CXXXIII, 270.
4) *Pogg.*, LXV, 200. — *Erdm.*, J. f. pr. Ch. XXXIV, 173,420.
5) *Dingl.*, CXXXIII, 270.
6) *Erdm.*, J. f. pr. Ch. XL, 498.
7) *Gilbert's* Annalen XXVII, 231. — *Gmelin*, Handb. d. Ch. III, 711 (1844). — *Karst.*, Arch. 1. R. III, 92.

irme. Löst sich nichts mehr, so wird der Rück-
gewaschen, durch Behandeln mit Salpetersäure
., Kupfer und Blei befreit und wie gewöhnlich
swasser behandelt.

l'Arcet[1]) ist die Anwendung von Schwefelsäure
emachung platinhaltiger Silbererze empfohlen.

Schweissen u. Schmieden des Platins.

3. Verarbeitung des Platins. Die Verarbei-
nur bei den höchsten Temperaturen[2]) schmelz-
tins beruht auf dessen Schweissbarkeit. Schon
scher Rothglühhitze beginnt das Erweichen des
chweissung erfolgt jedoch erst bei Weissgluth.
erste Operation besteht darin, dem porösen
gen Platin eine cohärente Beschaffenheit zu
l zwar

Wollaston's Methode.

ch *Wollaston*[3]) dadurch, dass man den lockern
ramm zerreibt, das feine Pulver mit Wasser zu
ei anmengt und in einem Messingcylinder mit-
s stählernen Stempels stark zusammenpresst.
andene Platinkuchen wird erst schwach geglüht,
möglichst hoher Temperatur in einem scharf
Windofen erhitzt und noch glühend mit schwe-
nern bearbeitet.

Petersburger Verfahren.

if der Petersburger Münze[4]) wird der zer-
atinschwamm in eisernen Cylindern möglichst
ammengepresst, 1½ Tage im Porzellanofen ge-
dann ausgewalzt.

Pettenkofer's Verbesserungen.

ttenkofer[5]) hat *Wollaston's* Methode verbessert.
erzeugt sich zunächst dadurch einen iridfreien
vamm, dass er diesen in Königswasser löst, mit-
iiak Platinsalmiak fällt, diesen in einer Retorte
ausglüht, den lockern Schwamm mit Salpeter-
cht und dann gut auswässert. Der Schwamm

Arch. 1. R. XI, 85.
, J. f. pr. Ch. XVI, 512; XIX, 180. — B. u. h. Ztg. 1853
— *Karst.*, Arch. 1. R. I. 6. p. 117; III, 90.
XV, 299; XVI, 158.
XXXIII, 99. — Ann. d. Chem. u. Pharm. IV, 210; VIII,
Lampad., Fortschr. 1839 p. 110.
, CXI, 371. — Bgwfd. XIII, 191.

wird mit Wasser zu einem feinen Brei angerieben und in 4eckigen gusseisernen Formen unter einer hydraulischen Presse oder besser unter einer Wurfmaschine gepresst. Den Presscylinder hämmert man unter wiederholtem Erhitzen bis zur Weissgluth auf einem Ambos aus, bestreut das Blech, zur Reinigung von anhaftenden Stoffen, mit einem Gemenge aus gleichen Theilen calcinirtem Borax und Potasche und erhitzt.

Das Schweissen und Aushämmern muss möglichst rasch geschehen, weil das Platin zum Unterschiede von Eisen seine Hitze viel leichter abgibt.

...igwerden Platinge...schaften.

Zuweilen werden die Platingeräthschaften mit der Zeit blasig, zuletzt ganz unbrauchbar und löcherig. Dies kann von einem Arsengehalte des Platins, welcher bei Darstellung desselben nach *Jeanetty's*[1]) altem Verfahren auf trocknem Wege hineingekommen ist, herrühren, indem das Arsen beim Glühen der Gefässe gasförmig wird. Aber auch ganz arsenfreies Platin kann nach *Pleischl*[2]) dieses Verhalten zeigen, wenn dasselbe nicht gehörig ausgeschmiedet ist und bei der ersten Bearbeitung kleine mit Luft gefüllte Zwischenräume darin blieben, die sich beim Erhitzen allmählig erweitern.

---

[1]) *Gmelin*, Handb. d. Ch. III, 714 (1844). — *Dumas*, angew. Chem. IV, 416. — *Schubarth*, techn. Ch. II, 382 (1851).

[2]) *Pogg.*, LXIII, 113.

XIII. Nickel.

§. 127. Nickelerze. Die hauptsächlichsten Nickel- rze sind:

Nickelerze.

Kupfernickel. $Ni^2 As$ mit 44 Ni, selten frei von eringen Mengen Co, Fe, Pb, sowie von Cu und S.

Antimonnickel. $Ni^2 Sb$ mit 31,4 Ni, oft durch ge- inge Mengen von Fe, As und eingemengtem $\dot{Pb}$ verun- einigt.

Weissnickelkies. Ni As, mit 28,2 Ni, oft mit Co ind Fe und zuweilen mit Bi.

Nickelkies (Haarkies). $\dot{Ni}$ mit 64,8 Ni, öfters von eringen Mengen Kupferkies begleitet.

Antimonnickelglanz. $\ddot{Ni}$ + Ni Sb, auch $\ddot{Ni}$ + Ni Sb, As) mit 26,8 Ni und zuweilen geringen Mengen Co ind Fe.

Arsennickelglanz. $\ddot{Ni}$ + Ni As mit 26—32,6 Ni, velches theilweise durch Co ersetzt ist.

Zuweilen ist ein mit diesen Mineralien imprägnirter chwefel-, Magnet- oder Arsenkies Gegenstand der ickelgewinnung, so wie hauptsächlich auch die nickel- altige Speise der Blaufarbenwerke (Bd. I, p. 248) und anche bei Hüttenprocessen erzeugte Producte, z. B. peise (Bd. II, p. 76, 96), Leche (Bd. II, p. 268), chwarzkupfer (Bd. II, p. 190), Kupfergaarschlak- en (Bd. II, p. 193), Glimmerkupfer (Bd. I, p. 221) etc.

§. 128. Nickelproben. Die Proben auf Nickel

Allgemeines.

sind im Allgemeinen umständlich und erfordern, namentlich die auf trocknem Wege, viel Uebung. Erst in neuerer Zeit ist die Probirkunst mit einem Probirverfahren für nickelhaltige Substanzen auf trocknem Wege durch *Plattner* bereichert, welches weniger Zeit erfordert und eben so genaue Resultate gibt, als sich auf nassem Wege erzielen lassen. Besonderer Erwähnung verdient auch die von *Plattner* angegebene quantitative Nickelprobe vor dem Löthrohre, welche Einfachheit mit grosser Genauigkeit und geringem Zeitaufwande verbindet.

A. Nickelproben auf trocknem Wege.

Plattner's Methode.

1) *Plattner's* Methode[1]) bildet einen Theil des von demselben angegebenen systematischen Verfahrens bei Ausmittelung eines in Erzen, Hütten- und Kunstproducten befindlichen Gehaltes an Kobalt, Nickel, Kupfer und Blei oder Wismuth, welches Bd. II, p. 140 mitgetheilt worden ist. Dasselbe erleidet je nach der Beschaffenheit der nickelhaltigen Substanzen nachstehende Modificationen.

a) Substanzen, in denen das Nickel metallisch mit Arsen und gewöhnlich noch mit mehr oder weniger Arsenkobalt verbunden den Hauptbestandtheil ausmacht und übrigens frei von Kupfer und erdigen Gemengtheilen ist, (Kupfernickel, Weissnickelkies, Speiskobalt, Kobaltspeise etc.) werden direct in Quantitäten von 1 Probircentner dem sub *f* (Bd. II, p. 143) angegebenen Verfahren unterworfen.

b) Substanzen, in denen das Nickel entweder metallisch mit As oder als Oxyd mit Arsensäure verbunden ist, diese Verbindungen aber nur einen Theil der Substanz ausmachen, z. B. aufbereitete Nickelerze, welche noch mit erdigen Gangarten gemengt sind, sowie Bleispeise, die viel Arseneisen und ausserdem noch verschiedene Schwefelmetalle enthält, werden nach *a* (Bd. II, p. 140) nöthigenfalls abgeröstet, nach c (ibid. p. 141) einem

---

[1]) Bgwfd. VI, 118.

solvirenden Schmelzen unterworfen und dann nach *d* weiter behandelt.

c) Geschwefelte Nickelverbindungen (Haarkies, Nickelglanz) werden nach *a* (Bd. II, p. 140) geröstet, dann arsenicirt etc.

B. Nickelproben auf nassem Wege.

Analytisch Verfahren

1) Analytisches Verfahren.[1]) 1—2 Probircentner der durch Röstung mit Kohlenstaub von einem vorhandenen Arsengehalte grösstentheils befreiten Substanz werden mit 40% Salpeter und 40% Potasche $\frac{1}{2}$—$\frac{3}{4}$ Stunden einer allmählig steigenden starken Rothglühhitze ausgesetzt, die geglühte Masse durch Auslaugen mit heissem Wasser von Arsen befreit, der Rückstand mit Königswasser in der Hitze behandelt, bis sich nichts mehr auflösen will, die Lösung abfiltrirt und der Rückstand ausgewaschen. Nachdem die in der Lösung enthaltene freie Säure durch Potasche etwas abgestumpft ist, fällt man das Kupfer durch Eisen aus, oxydirt das in der von Kupfer befreiten Lösung entstandene Eisenoxydul durch Kochen mit Salpetersäure oder durch einen Zusatz von chlorsaurem Kali und setzt dann zur Solution eine erwärmte Potaschenlösung im Ueberschuss. Der entstehende Niederschlag kann Eisen, Nickel, Kobalt, Zink und Antimon enthalten. Nach dem Aussüssen wird derselbe in noch feuchtem Zustande sammt Filter in einem bedeckt gehaltenen Becherglase mit Aetzammoniak und etwas Salmiaklösung unter öfterem Umrühren zu wiederholten Malen macerirt. Zieht ein neuer Zusatz des Lösungsmittels nichts mehr aus, so wird filtrirt, das Ni, Co und Zn haltige Filtrat mit ausgekochtem Wasser verdünnt, in einer verkorkbaren Flasche mit Aetzkali im Ueberschuss versetzt und dadurch Nickeloxydhydrat ausgeschieden. Man hält beim Absetzen des letzteren die Flasche verkorkt, damit sich durch Zutritt von Luft das Kobalt nicht höher oxydirt und mit gefällt wird. Das Nickel-

---

[1]) *Bodemann*, Probirkunst. 1845 p. 284.

oxydhydrat wird abfiltrirt, ausgewässert, getrocknet, geglüht und gewogen, und aus dem gefundenen Nickeloxyde der Gehalt an Nickel berechnet. (100 $\dot{N}i$ = 78,8 Ni.)

ng's Methode.

2) Titrirverfahren von *Streng*.[1] Die Bestimmung des Nickels geschieht ähnlich wie die des Bleies (Bd. II. pag. 12). Die in Säuren gelöste Verbindung wird mit Kali und unterchlorigsaurem Kalk behandelt, das gebildete Oxyd, $\ddot{\ddot{N}}i$, abfiltrirt und durch Zinnchlorür reducirt. $\ddot{\ddot{N}}i + \dot{S}n = 2\,\dot{N}i + \ddot{S}n$.

Zur Berechnung des Nickelgehaltes dient die Formel:

$$x = \frac{2\,Ni\,.\,100\,.\,100\,.\,c}{83{,}2\,.\,Sn\,.\,A}\left(\frac{G\,.\,C}{g} - K\right)$$

ttner's ohrprobe.

C. Quantitative Löthrohrprobe nach Plattner.[2]

heorie.

Das Verfahren zur quantitativen Bestimmung des Nickels in nickelhaltigen Mineralien und Kunstproducten hängt mit dem Verfahren zur Ermittelung eines Kobaltgehaltes innig zusammen und besteht im Wesentlichen darin, dass man, je nachdem Schwefelungen gewisser Metalle vorhanden sind oder nicht, die abgeröstete oder rohe Substanz mit metallischem Arsen erhitzt (das Arseniciren), die geglühte Masse bei Anwendung von Flussmitteln schmilzt, wobei sich Erden und fremde Metalloxyde verschlacken, die Arsenmetalle des Eisens, Kobalts und Nickels aber in Gestalt eines Kornes abgeschieden werden. Nachdem noch durch ein Erhitzen der Körper mit einer passenden Löthrohrflamme auf Kohle das überschüssige Arsen entfernt, bleiben constante Verbindungen des Arsens mit Kobalt und Nickel (Ni^4 As und Co^4 As) in Vereinigung mit Arseneisen zurück. Wird das Korn auf Kohle mit Borax passend behandelt, so verschlackt sich zunächst das Arseneisen und es bleibt eine constante Verbindung von Co^4 As und Ni^4 As zurück, welche ausgewogen wird. Setzt man die Behandlung des Korns mit

---

[1] *Pogg.* Ann. XCII. 72.

[2] *Plattner's* Probirkunst mit dem Löthrohre. 1853. p. 654.

Borax fort, so findet eine Scorification des Co^4As statt und es lässt sich durch gewisse Kennzeichen ziemlich genau der Punkt bestimmen, wo das rückständige Korn nur noch aus Ni^4As besteht. Aus dem Gewichte des letztern lässt sich sofort der Nickelgehalt berechnen. Das Gewicht an Arsenkobalt und daraus der Gehalt an Kobalt ergibt sich aus der Differenz der Gewichte des $Co^4As + Ni^4As$ und des Ni^4As.

Co^4As = 61,1 Co und 38,9 As

Ni^4As = 61,2 Ni und 38,8 As.

Enthält die nickel- und kobalthaltige Substanz Wismuth und Blei, und sollen diese Metalle auch bestimmt werden, so scheidet man dieselben beim Schmelzen der arsenicirten Probe mit passenden Zuschlägen ab. Ein Kupfergehalt bleibt beim Ni^4As und zwar als Cu^6As = 71,7 Cu und 28,3 As zurück und macht die Bestimmung des Nickelgehaltes umständlicher, indem sich zwar beim Behandeln des Gemenges von Ni^4As und Cu^6As zuerst das Ni^4As verschlackt, aber dann nicht Cu^6As zurückbleibt, sondern eine nicht constante Verbindung des Kupfers mit geringerem Arsengehalt. Man behandelt deshalb das Gemenge von Ni^4As und Cu^6As bei Zusatz eines genau gewogenen Goldkornes von 60—100 Milligr. so lange mit Phosphorsalz auf Kohle, bis nach dem Verschlacken des Ni^4As und der Verflüchtigung des ans Kupfer gebundenen Arsens eine Legirung von Gold und Kupfer mit blanker Oberfläche zum Vorschein kommt.

Das Mehrgewicht des Goldkornes ergibt den Kupfergehalt. Wird dieser auf Cu^6As berechnet und das Gewicht desselben von dem ursprünglichen Gemenge von $Ni^4As + Cu^6As$ abgezogen, so findet man die vorhandene Menge von Ni^4As, aus welcher sich der Nickelgehalt berechnen lässt.

Besitzt man in den verschiedenen Manipulationen die nöthige Uebung, so gebraucht man zu der ganzen Untersuchung etwa 3 Stunden Zeit.

Manipulationen.

Diese Manipulationen selbst werden in folgender Weise ausgeführt:

1) Rösten. Von nickel- oder kobalthaltigen Substan-

zen, welche Schwefel-, Kupfer- und Arsenkies oder Schwefelantimon, Schwefelwismuth und Schwefelblei beigemengt enthalten, werden ähnlich wie bei der Kupferprobe (Bd. II. p. 155), Quantitäten von 100 Milligr. anfangs ohne, dann, wenn sich kein Geruch mehr entwickelt, mit 50—60 Milligr. kohlensaurem Ammoniak abgeröstet. Arsensaure und schwefelsaure Verbindungen müssen mit Kohlenstaub gut abgeröstet werden.

2) Arseniciren. Enthält die Probe schon einen hinreichenden Arsengehalt (z. B. Speiskobalt, Hartkobaltkies, Wismuthkobalterz, Kupfernickel, Tombazit, Weissnickelkies, Chloanthit, Kobaltblüthe, Kobaltbeschlag, Nickelocher, Nickelspeise, Kobaltspeise), so bedarf es dieser Manipulation nicht, wohl aber bei Erzen etc., in denen Kobalt und Nickel und vielleicht noch andere Metalle zum Theil an Arsen, z. Th. an Schwefel oder vollständig an Schwefel gebunden sind (Kobaltglanz, Glaukodot, Kobaltarsenkies, Antimonnickelglanz, Arsennickelglanz, Amoibit, Kobaltsulphuret, Kobaltkies, Haarkies, Nickelwismuthglanz, Eisennickelkies, aufbereitete Kobalt- und Nickelerze, Bleispeise, nickel- und kobalthaltiger Rohstein und Bleistein). Auch solche Substanzen, in denen Kobalt und Nickel im oxydirten Zustande, entweder an Kohlensäure oder Arsensäure oder Kieselsäure oder an andere Metalloxyde und zuweilen zugleich an Wasser gebunden sind (z. B- Kobaltvitriol, Lavendulan, Nickelsmaragd, Pimelith, Erdkobalt, geröstete Nickel- und Kobalterze, geröstete Speisen, arsensaures Kobaltoxydul, Smalte, kobalt- und nickelhaltige Schlacken etc.) bedürfen, nachdem sie vorher erforderlichen Falls geröstet sind (z. B. arsensaures Kobaltoxydul, im Grossen geröstete Kobalt- und Nickelerze, so wie Kobaltvitriol), der Arsenicirung, so wie auch die bei der Analyse ausgefällten, gemengten Oxyde des Nickels und Kobalts. Da die Trennung des Nickels und Kobalts vor dem Löthrohre einfacher ist und zu eben so genauen Resultaten führt, als der nasse Weg, so bedient sich *Plattner* des erstern Verfahrens bei der



:hemischen Untersuchung kobalt- und nickelhaltiger Hütenproducte. Dieselben werden zur Lösung gebracht, aus lerselben durch Schwefelwasserstoff Cu, Pb, As, Sb und Bi ausgefällt, die Flüssigkeit durch Abdampfen concenrirt, das Eisenoxydul in der Kochhitze in Oxyd umgeindert, das Ganze noch bei Zusatz von etwas Schwefelsäure zur Trockne gedampft, die trockne Masse in der Wärme in Wasser aufgelöst, das Eisenoxyd durch kohlensaures Natron als basisch schwefelsaures Eisenoxyd ausgeschieden und hierauf durch Aetzkali Nickel und Kobalt mit etwas Zink und Mangan ausgefällt. Der mit kochendem Wasser ausgesüsste Niederschlag wird nach dem Trocknen und Glühen in Quantitäten von 50 Milligr. arsenicirt.

Das Arseniciren kann auf verschiedene Weise geschehen:

a) Man reibt 100 Milligramm (bei einem Gemenge von Nickel- und Kobaltoxyd nur 50 Millgr.) Probirgut mit 100 Milligr. metallischem Arsen zusammen, erhitzt das Gemenge ausserhalb des Arbeitszimmers in einem bedeckten Thontiegel (Bd. I. Taf. VII. Fig. 151) im Kohlenhalter (Bd. I. Taf. VII. Fig. 157) bis zum schwachen Rothglühen, wobei sich Arsenmetalle bilden, welche zusammensintern oder schmelzen, während das überschüssige Arsen entweicht. Man lässt dann den aus dem Kohenhalter genommenen Tiegel erkalten. Bei vorwaltendem Kobaltgehalte bildet sich bei der folgenden Operation sehr strengflüssiges Kobaltarsen, welches sich dadurch eicht flüssiger machen lässt, dass man entweder schon lirect gebildetes Arseneisen oder 15—20 Milligr. Eisenfeile vor dem Arseniciren zusetzt. (Z. B. bei Kobaltblüthe, Kobaltbeschlag, kobaltoxydreichem Nickeloxyd, Schlacken, die zuweilen Bleioxyd und Kupferoxydul enthalten; auch Smalte vermengt man aus demselben Grunde mit 10—15 Milligr. Eisenfeile.) Einen solchen Zusatz von Eisenfeile oder Arseneisen gibt man auch bei kobalt- und nickelarmen Substanzen, um das zu bildende Arsenkobalt und Arsennickel in einem Korne anzusammeln.

b) Will man das Arseniciren im Arbeitszimmer vornehmen, ohne von Arsendämpfen belästigt zu werden, so erhitzt man das Gemenge von Probemehl und Arsen in einer einseitig geschlossenen Glasröhre in der Flamme einer Spirituslampe bis zum Glühen. Nach dem Erkalten derselben wird die Glasröhre unter dem erhaltenen Sublimat abgeschnitten und das Untertheil der Röhre von den gebildeten Arsenmetallen gereinigt. Um bei reichen Substanzen (Oxyden des Nickels und Kobalts) jeden mechanischen Verlust zu vermeiden, schliesst man ein Gemenge von 50 Milligr. Probemehl und 100 Milligr. Arsen in einem aus feinem Filtrirpapier gefertigten Sodapapiercylinder ein (wie bei der Silberprobe p. 58), thut denselben in eine einseitig geschlossene Glasröhre, in deren offenes Ende spiralförmig aufgerolltes Filtrirpapier gesteckt wird, und erhitzt die Probe in der Spiritusflamme unter stetem Drehen der Röhre so stark, dass sie zum Glühen kommt, aber das Papier bei der Verkohlung nicht anbackt. Sobald sich kein Sublimat mehr bildet, ist die Operation beendigt.

c) *Fritzsche* [1]) thut ein Gemenge von 50 Milligr. Probirgut mit 100 Milligr. arsensaurem Kali und 30 Milligr. Boraxglas in einen Sodapapiercylinder und erhitzt das Gemenge ausserhalb des Zimmers in einem Kohlentiegelchen so lange mit der Reductionsflamme, bis sich die gebildeten Arsenmetalle zu einem Korne vereinigt haben und die Schlacke von der Kohle eingesogen ist.

3) Solvirendes Schmelzen und Vereinigung der Arsenmetalle zu einem Korne. Um die im arsenicirten oder im rohen, hinreichend arsenhaltigen Probegut vorhandenen Erden zu verschlacken und die Arsenmetalle in einem Korne anzusammeln, unterwirft man dasselbe einem Schmelzen mit Fluss- und Reductionsmitteln und verfährt dabei etwas abweichend, je nachdem das Probegut Wismuth oder Blei enthält und diese Metalle mit bestimmt werden sollen.

a) Die Probe ist frei von Wismuth und Blei

[1]) *Plattner's* Löthrohrprobirkunst. 1853. p. 679.

oder es soll auf deren Bestimmung keine Rücksicht genommen werden.

α) Man schüttet auf die nach Umständen geröstete und arsenicirte Substanz, von welcher im rohen Zustande 100 Milligr. genommen waren, 300 Milligr. des Bd. II. p. 14 angegebenen Fluss- und Reductionsmittel in einen Thontiegel (falls das Arseniciren nicht schon im Thontiegel geschehen), drückt letzteres etwas nieder, thut darauf 3 Löffelchen voll (etwa 600 Milligr.) Kochsalz und schmilzt nach Art einer Bleiprobe (Bd. II. p. 14) bei gegen das Ende so hoch gesteigerter Hitze, dass die Arsenmetalle zu einem Korne zusammengehen, was nach 4—5 Minuten geschehen zu sein pflegt. Nachdem die Schlacke völlig dünnflüssig geworden, und das flüssige Metallkorn durch dieselbe hindurch am Boden des Tiegels gesehen werden kann, lässt man die Probe erkalten und entschlackt das Korn vorsichtig.

β) Von Substanzen, welche eines vorherigen Arsenicirens nicht bedurften (die pag. 344 angegebenen), erhitzt man (mit Ausnahme von Kobaltblüthe, Kobaltbeschlag und Nickelocher, welche nach dem vorigen Verfahren α) behandelt werden) 100 Milligr. mit 50 Milligr. Soda und 15 Milligr. Boraxglas im Sodapapiercylinder in einer Kohlengrube oder im Kohlentiegelchen bei einer reinen, mässig starken Reductionsflamme so lange, bis sich die Metalltheile zu einer Kugel vereinigt haben und eine flüssige Schlacke erfolgt ist, welche sich bei einem geringen Eisen- und Schwefelgehalt der Probe in die Kohle ziehen kann. Bei einem bedeutenden Eisengehalt muss das Metallkorn durch schnelles Abkühlen in Wasser von der Schlacke befreit werden.

Nach diesem Verfahren behandelt man auch die auf analytischem Wege abgeschiedenen Gemenge von Kobalt- und Nickeloxyd (p. 345), nachdem dieselben in Quantitäten von 50 Milligr. arsenicirt worden, mit 50 Milligr. Soda und 15—20 Milligr. Boraxglas.

b) Die Probe enthält Wismuth oder Blei, welche bestimmt werden sollen.

α) Wird das sub 3) a) α) angeführte Verfahren (pag.

347) angewandt, so thut man zu den Arsenmetallen im Thontiegel etwa 20 Milligr. Eisendraht und 50 — 100 Milligr. in Stückchen geschnittenes feines Silber und verfährt wie bei der Wismuthprobe (Bd. II. pag. 357). Nachdem das gebildete blei- und wismuthhaltige Silberkorn von den Arsenmetallen auf mechanischem Wege getrennt worden, schmilzt man letztere nebst der von der Legirung zuletzt abgeschiedenen Schlacke mit einem Zusatz von Kohle auf Soda oder in einem Kohlentiegel im Reductionsfeuer zum Korne.

β) Bei Anwendung des sub 3) a) β) beschriebenen Verfahrens wird zur Bestimmung eines Wismuth- und Bleigehaltes die von einem Ueberschusse an Arsen befreite Substanz, wie vorhin angegeben, mit alkalischen Fluss- und Reductionsmitteln und einem Zusatz von Eisen und Silber nach Art einer Wismuthprobe geschmolzen, und nach Entfernung des wismuthhaltigen Silberkorns von den Arsenmetallen letztere auf Kohle in einer hinreichend tiefen Grube oder in einem Kohlentiegel mit etwas Soda und Borax im Reductionsfeuer zusammengeschmolzen.

4) Verflüchtigung des überschüssigen Arsens aus den Arsenmetallen. Die bei der vorigen Operation in Gestalt eines Kornes erhaltenen Arsenmetalle werden, um alles überschüssige Arsen zu entfernen und dadurch die Verbindungen des Co und Ni mit As in $Co^4 As$ und $Ni^4 As$ umzuändern, für sich auf Kohle in einem schwachen Reductionsfeuer in einem Grübchen umgeschmolzen, wobei man nur so stark blasen darf, als eben nöthig ist, um das Metallkorn mit blanker Oberfläche flüssig zu erhalten. Sobald dasselbe keine Arsendämpfe mehr ausstösst, wird es von der Kohle genommen und gewogen. Dasselbe kann Fe, Co, Ni und Cu, an As gebunden, enthalten.

5) Scheidung der Arsenmetalle und Bestimmung des Kobalts und Nickels.

a) Bei kupferfreien Substanzen. Man schmilzt das Metallkorn mit einer bereits geschmolzenen Boraxperle in einem flachen Grübchen auf Kohle so lange in der Reductionsflamme, bis dasselbe in eine rotirende Be-

wegung geräth, leitet das Aeussere der Oxydationsflamme auf das Boraxglas, wobei sich zuerst Arseneisen oxydirt und bei richtiger, nicht zu starker Hitze die vom Glase freie Oberfläche der flüssigen Metallkugel mit einer Kruste von basisch arsensaurem Eisenoxydul bedeckt, welche unter Entwickelung von Arsendämpfen vom Borax aufgenommen wird und diesem eine dunkelgrüne bis schwarze Farbe ertheilt. Scheint sich nach ein paar Minuten die Metalloberfläche nicht mehr mit einer Haut zu überziehen, entwickeln sich aber reichlich Arsendämpfe, so unterbricht man das Blasen und nimmt das Korn von der Schlacke weg, die mit einer Boraxperle an Platindraht Eisenreaction gibt.

Man wiederholt die Operation mit neuen Boraxzusätzen nach jedesmaliger Sättigung derselben so oft, bis das Metallkorn ganz blank wird, Arsendämpfe auszustossen anfängt und die Schlacke einen Stich in Blau erhält. Das Korn wird hierbei durch Einwerfen in kaltes Wasser abgeschreckt, um dasselbe durch Reiben zwischen den Fingern leicht von der Schlacke befreien zu können. Wird hierauf das Korn auf Kohle in einem Grübchen einer schwachen Reductionsflamme so lang im flüssigen und mit blanker Oberfläche versehenen Zustande ausgesetzt, bis keine Arsendämpfe mehr ausgestossen werden, so hat sich eine constante Verbindung von $Co^4 As$ mit 61,131 Co und von $Ni^4 As$ mit 61,175 Ni gebildet, welche ausgewogen wird. Man setzt jetzt die Behandlung des Korns mit Borax in der vorhin angegebenen Weise so lange fort, bis sich auf dem geschmolzenen vorher blanken Metallkorne ein apfelgrüner Ueberzug von basisch arsensaurem Nickeloxydul erzeugt und die blaue Farbe des Boraxglases in Dunkelviolett übergeht, welche Farbe von einer Vereinigung des Kobaltblaues mit dem Nickelbraun herrührt. Es darf, um den genannten grünen Ueberzug zu erhalten, eine nicht zu hohe Temperatur angewandt werden. Derselbe deutet an, dass man es jetzt nur noch mit $Ni^4 As$ zu thun hat. Zieht man das Gewicht desselben von dem ursprünglichen Gewichte des Gemenges von $Co^4 As$ und $Ni^4 As$ ab, so erhält man das Gewicht des

Co^4As, aus welchem, so wie aus dem Ni^4As der Metallgehalt durch Rechnung gefunden werden kann. Die Verschlackung des Kobalts geht langsamer als die des Eisens vor sich und erfordert wiederholte frische Boraxzusätze.

Enthält die Substanz Silber, so sammelt sich dieses in dem Arsennickel an, und es muss, um dasselbe in Abzug bringen zu können, eine Ansiedeprobe (p. 58) damit vorgenommen werden. Gelangte die nickelhaltige Substanz im rohen Zustand und ohne Zusatz von Eisen und Silber zur Schmelzung, so bringt man dasselbe als Schwefelsilber (weil es als solches im Arsennickel vorhanden ist) in Abzug, wurde dagegen die geröstete und arsenicirte Substanz mit einem Zusatz von Eisen und Silber geschmolzen, als metallisches Silber von dem mitausgebrachten Wismuth (Bd. II. p. 357).

b) Bei kupferhaltigen Substanzen. Die Abscheidung des Arseneisens und Arsenkobalts geschieht wie vorhin, es bleibt dann ein Gemenge von Ni^4As und Cu^6As zurück, von welchen beiden bei Behandlung des Korns in der früher angegebenen Weise mit Borax sich zwar das Ni^4As zuerst verschlackt, aber dabei ein Theil des ans Cu gebundenen As weggeht, so dass es nicht möglich ist, aus dem zurückbleibenden Arsenkupfer den Kupfergehalt, so wie den Betrag des wirklich verschlackten Arsennickels durch Rechnung zu finden. Man erlangt indessen ein befriedigendes Resultat, wenn bei geringerem Kupfergehalt die Verbindung von Ni^4As und Cu^6As bei Zusatz eines, je nach der Menge des Kupfers 60—100 Milligr. schweren Goldkornes so lange auf Kohle mit Borax behandelt wird, bis alles Ni^4As verschlackt, das mit dem Kupfer verbunden gewesene As verflüchtigt ist und die gebildete Legirung von Cu und Au sowohl in der Hitze, als unter der Abkühlung blank erscheint.

Kräftiger als Borax wirkt Phosphorsalz und es sind bei der schwierigen Verschlackbarkeit des Arsennickels mehrmalige Zusätze davon erforderlich. Gegen das Ende nimmt man zur schnellern Verflüchtigung des Arsens wieder Borax. Aus dem goldhaltigen Kupferkorn, welches sich, ohne Risse zu bekommen, ausplatten lassen muss,



isst sich der Kupfergehalt durch das Mehrgewicht des ioldes finden. Zur Bestimmung des Nickelgehaltes beechnet man das gefundene Kupfer als Cu^6As, zieht desen Gewicht von dem Gesammtgewicht des probirten Ni^4As und Cu^6As ab und erhält so das Gewicht des Ni^4As, aus welchem sich der Nickelgehalt leicht beechnen lässt.

Auch auf nassem Wege kann eine Trennung des Nickels vom Kupfer in ihren Arsenverbindungen gechehen. Man bringt dieselben durch ein Gemisch von 3 Theilen verdünnter Schwefelsäure und 1 Theil Salpetersäure zur Lösung, fällt durch Schwefelwasserstoffgas Kupfer und Arsen aus, entfernt durch Erhitzen des abfiltrirten und getrockneten Niederschlages das Schwefelarsen, schmilzt den kupferhaltigen Rückstand mit dem 6—8fachen saurem schwefelsauren Kali, zieht aus der geschmolzenen Masse das schwefelsaure Kupferoxyd aus, fällt aus der Lösung das Kupferoxyd durch Aetzkali und schmilzt den geglühten Niederschlag mit 50 Milligr. Soda und 25 Milligr. Boraxglas in einem Sodapapiercylinder auf Kohle oder im Kohlentiegel mit einem genau gewogenen Goldkorn im Reductionsfeuer, wobei sich das Kupferoxyd reducirt und das Mehrgewicht des Goldes den Kupfergehalt angibt.

Aus der vom Schwefelwasserstoff-Niederschlag getrennten Flüssigkeit wird das Nickel in bekannter Weise durch Aetzkali ausgefällt, filtrirt, ausgesüsst, geglüht und als Nickeloxydul (mit 78,7 % Ni) bestimmt oder der getrocknete Niederschlag mit 50 Milligr. Soda, 25 Milligr. Borax und einem genau gewogenen Goldkörnchen im Sodapapiercylinder auf Kohle bis zur erfolgten Reduction und Vereinigung des Nickels mit dem Gold im Reductionsfeuer erhitzt. Das Mehrgewicht des Goldes zeigt den Nickelgehalt an.

Dieses Verfahren zur Kupfer- und Nickelbestimmung ist umständlicher als das auf trocknem Wege.

Kupferreiche Substanzen (Antimonnickel, nickel- und kobalthaltiges Schwarzkupfer, dergleichen Kupfersteine und Schlacken, Neusilber etc.) lassen

sich nach den beschriebenen Verfahrungsarten nicht ohne Weiteres behandeln, sondern müssen zuvor auf nassem Wege zerlegt werden.

Von antimonreichen Verbindungen behandelt man 100 Milligr. mit Salpetersäure, filtrirt die Lösung von der ausgeschiedenen antimonigen Säure ab, fällt aus dem Filtrat Nickel- und Kobaltoxyd durch Aetzkali aus, und behandelt sie, wie pag. 345 angegeben ist.

Die übrigen hierher gehörigen kupferreichen Verbindungen zerlegt man in Quantitäten von 100 Milligr. oder mehr mittelst Salpetersäure oder Königswasser, behandelt die entstandene Lösung mit Schwefelwasserstoff, filtrirt die Schwefelungen ab, verwandelt das im Filtrat enthaltene Eisenoxydul durch Zusatz von Salpetersäure in der Kochhitze in Oxyd und fällt durch Aetzkali die in der Lösung befindlichen Oxyde aus, welche nach pag. 345 weiter behandelt werden. Kupfer und Blei können in dem Schwefelwasserstoff-Niederschlag nach bekannten Methoden bestimmt werden.

...schicht-liches.

§. 129. Nickelgewinnungsmethoden. Die Darstellung des Nickels geschah früher nur im Kleinen.

Veranlasst durch die im Jahre 1823 gestellte Preisaufgabe des preussischen Gewerbevereins, eine dem zwölflöthigen Silber gleichkommende Nickellegirung zu verfertigen, welche nur etwa $\frac{1}{6}$ des Silberwerthes habe, legte *Geithner* zu Schneeberg in Sachsen im Jahre 1824 eine Fabrik zur Darstellung einer solchen Nickellegirung an, die er Argentan nannte, und seitdem wird auch die Nickelfabrikation im Grossen betrieben. Die dabei angewandten Methoden pflegen meist Fabrikgeheimnisse zu sein.

...enmänni- Operatio- ...r Nickel- ...innung.

Auf den Hüttenwerken selbst pflegt man sich weniger mit der Nickelgewinnung selbst, als mit der Concentration des Nickels zu einem passenden Materiale (Speise, Stein) für dieselbe zu beschäftigen. Als Ansammlungsmittel für das Nickel dienen hauptsächlich Arsen (Freiberg, Dillenburg) und Schwefeleisen (Dillenburg, Klefva). Bei Abscheidung des Nickels aus kupferhaltigen Substanzen spielt ausser Arsen der Schwefel eine Hauptrolle,



welcher zum Kupfer verwandter ist, als das Arsen, während letzteres zum Nickel grössere Affinität hat, als Schwefel.

Wenngleich Nickel leichter oxydabel ist, als Kupfer, so lässt sich dasselbe im metallischen Zustande durch Verschlackung vom Kupfer nicht vollständig trennen. Leichter gelingt die Scheidung durch Verschlackung, wenn beide Metalle im arsenicirten Zustande (pag. 343) vorhanden sind (Com. Unterharz). Ein Silbergehalt pflegt dem Kupfer zu folgen. Leichter als Nickel oxydiren und verschlacken sich Kobalt und Eisen, weshalb man diese Metalle häufig durch ein oxydirendes Schmelzen (Verblasen) entfernt.

I. Abschnitt.

Concentration des Nickels in einer Speise oder in einem Stein.

Erstes Kapitel.

Concentration des Nickels mittelst Arsens.

§. 130. Beispiele. Dieses Verfahren, wobei das Arsen in Gestalt von Fliegenstein (älteres Verfahren in Dillenburg) oder von Arsenkies (Freiberg) zugeschlagen wird, falls nicht im Erz selbst hinreichend Arsen enthalten ist, wird in folgender Weise ausgeführt:

Dillenbur

1) Zu Dillenburg im Nassauischen kommt im Schaalstein ein nickelhaltiger Schwefelkies mit 4—5 % Nickel vor, mit welchem häufig Kupferkies, seltener Kobalterze brechen. Da die ganze Gangmasse von Erztheilen fein durchsprengt ist, so findet keine Aufbereitung statt, sondern die Erze werden als Wände und Grubenklein zur Hütte geschafft, nachdem das ganz Unhaltige abgeschieden ist.

Aelteres Verfahren.

Bei dem ältern Verfahren wurden mit den Erzen folgende Manipulationen vorgenommen:

a) Rösten. Das Erz wird in Quantitäten von 200 bis 240 Ctnr. in Stadeln geröstet, und verbrauchte man auf 6899 Ctnr. Erz 2 Wagen 5,6 Zain Holzkohlen, 340,8 Zain Braunkohlenklein und 22 Zain Lesebrocken.

b) Rohschmelzen auf Rohstein. Das Röstgut wird in einem Krummofen mit Cokes und Braunkohlen auf Rohstein verschmolzen, wovon gewöhnlich 17,6 % ausgebracht werden.

Von 669 Ctnr. 48 Pfd. gerösteten Erzen erfolgten bei einem Zuschlag von 2,5 Karren Quarz, 4,2 Karren Eisenfrischschlacken, 1,8 Karren Kalkspath und 1 Karren Kalkstein mit 72,6 Tonnen Cokes und 28,8 Zain Braunkohlen: 119 Ctnr. 61 Pfd. = 17,6 % Rohstein, welcher nach dreimaliger Röstung auf concentrirten Stein (Analyse Bd. I. p. 244) durchgestochen wird.

c) Rösten und Verschmelzen des Rohsteines auf Concentrationsstein. 1438 Ctnr. 5 Pfd. Rohstein erforderten zum Rösten 0,7 Klafter Holz, 3 Wagen 5,3 Zain Holzkohlen, 145,9 Zain Braunkohlen in Stücken und 16 Zain Lesebrocken. Eine Beschickung von 99 Ctnr. 11 Pfd. geröstetem Rohstein, 0,2 Karren Quarz und 0,1 Karren Kalkspath lieferte mit 0,13 Wagen Holzkohlen, 15,4 Tonnen Cokes und 6 Zain Braunkohlen: 43 Ctnr. 20 Pfd. = 43,5 % concentrirten Stein. Durchschnittlich beträgt das Ausbringen 47,3 % Stein.

d) Verblasen und Arseniciren des Concentrationssteines. Der Stein wird auf einem kleinen Gaarheerd verblasen, sodann in noch flüssigem Zustande in einen neben dem Gaarheerde gelegenen zweiten Heerd abgelassen, auf dessen Boden sich auf einer Handmühle gemahlener Fliegenstein befindet, welcher mit Kohlenlösch bedeckt ist. Man lässt die flüssige Masse rasch in diesen Arsentiegel ab und erhält dabei einen Kupferstein, welcher scheibenweise abgehoben und ohne vorherige Röstung nochmals mittelst Arsens entnickelt wird, während sich zu unterst im Tiegel raffinirte Speise (Analyse

Bd. I, p. 249 Nr. 9) ansammelt, welche zur Darstellung des Nickels verwandt wird.

Von 605 Ctr. 45 Pfd. concentrirtem Stein erfolgten 332 Ctr. 98 Pfd. = 55% raffinirte Speise und 277 Ctr. 57 Pfd. = 45% Kupferstein bei folgendem Materialaufwand: 60,8 Wg. Holzkohlen, 42,5 Tonnen Cokes, 13,93 Ctr. Arsen, 1360 Pfd. Sand, 14 Pfd. Schwefel, 240 Pfd. Potasche und 50¼ Pfd. Soda.

Sächsisches Verfahren.

2) Auf den sächsischen Hütten verschmilzt man:

a) die wegen eines geringen Silbergehaltes zur Smaltebereitung nicht direct anwendbaren silberhaltigen Nickel- und Kobalterze des Annaberger Reviers, welche mit Schwefel-, Arsen- und Kupferkies, gediegen Wismuth, Wismuthglanz und viel erdigen Beimengungen vorkommen, auf Speise, indem man etwa ⅔ kiesige geröstete und ⅓ rohe möglichst schwefelfreie Erze mit Eisenfrischschlacken, Kalkstein und Flussspath im Schachtofen durchsetzt. Im aufbereiteten Zustande enthalten die Erze 1—9% Co, 1,5—10% Ni und 25—36 Pfundtheile Silber. Die erfolgende Speise, welche neben den Arsenverbindungen des Ni, Co und Fe auch Schwefelungen des Ag, Cu, Pb und Bi enthält, wird nach vorheriger Reinigung durch Umschmelzen im Flammofen mit 10—15% Potasche auf Smalte benutzt und die dabei fallende Speise, nachdem das Silber durch Amalgamation ausgezogen, auf Ni und Co weiter verarbeitet.

Bessere Resultate in Betreff der Concentration des Nickel- und Kobaltgehaltes der genannten Erze gibt ein Verschmelzen derselben mit einem Zuschlag von 1 Theil Kalkstein und 3 Theilen Flussspath im Flammofen, wobei durch Hinzuthun von Holzkohle oder Steinkohle die Reduction des Eisenoxyds zu verschlackbarem Eisenoxydul herbeigeführt werden kann. Die dabei erhaltene Speise kann sofort zur Smaltebereitung verwandt werden.

b) Nickel- und kobalthaltige Dürrerze[1]) werden ungeröstet in Posten von 35 Ctr. mit 65 Ctr. geröstetem

---

[1]) *Grützner*, die Augustin'sche Silberextraction. 1851 p. 133. — B. u. h. Ztg. 1849 p. 182.

Bleiglanz, 50 Ctr. zugebranntem Rohstein, 12 Ctr. Kalkstein und 3 Ctr. Schwerspath und den nöthigen Bleischlacken im Schachtofen verschmolzen. Die dabei erfolgende Speise, welche Ni, Co, Fe, Sb, Zn, Cu, Ag, Pb, As, S enthält, wird behuf Anreicherung der beiden ersten Metalle und zur Abscheidung des Cu, Ag und Pb im feingepochten Zustande im Flammofen gut abgeröstet und mit 12 % Quarz, 10 % Arsenkies[1]), 7 % Schwefelkies und 122 % Rohschlacken im Schachtofen verschmolzen. Dabei wird durch den Arsenkies eine kobalt- und nickelreiche raffinirte Speise und durch den Schwefelkies ein Stein gebildet, in welchem sich Ag, Cu und Pb angesammelt haben.

Um die Reduction des Eisens aus der Beschickung möglichst zu beschränken, muss die Raffination der Speise im Flammofen geschehen und der Zuschlagschwefelkies durch 7 % Glaubersalz oder 8 % Schwerspath ersetzt werden.

Aehnlich wie die geröstete Bleispeise lassen sich auch andere Hüttenproducte, welche Co, Ni, Cu, Ag etc. enthalten, zugutemachen, z. B. Kupfersteine, Verblasenschlakken, Gaarschlacken etc. Dieses in Freiberg schon seit mehreren Jahren ausgeführte Verfahren ist von *Vivian*[2]) patentirt worden.

Raffinirte Nickelspeise von der Muldner Hütte wird zu 180 Thlr. der Centner ans Blaufarbenwerk abgegeben. Ein Pfund Nickel kostet zu Oberschlema 2 Thlr. 5 Ngr.[3])

...hren zu ...ngham.

3) Zu Birmingham[4]) werden aus Ungarn bezogene Erze mit 6 % Ni und 3 % Co im rohen Zustande oder

---

1) *Scheerer* schlägt vor, norwegische Nickelerze mit 2 % Ni durch ein der Freiberger Roharbeit ähnliches Schmelzen auf Rohstein durchzustechen und diesen mit Arsenkies zu entnickeln. B. u. h. Ztg. 1845 p. 807.

2) B. u. h. Ztg. 1852 Nr. 50.

3) Ueber Ausbringen des Nickels zu Schwarzenfels bei Schlüchtern. — *Karst.*, Arch. XVI. Heft I.

4) *Dingl.*, CXII, 75; CXI, 272. — *Erdm.*, J. f. pr. Ch. XLVI, 244. — B. u. h. Ztg. 1849 p. 801.

nachdem dieselben an Ort und Stelle durch Handscheidung angereichert, in mehr oder weniger geröstetem Zustande verarbeitet. Schwach geröstetes Erz bestand aus:

Ni	Co	As	S	$\bar{\text{F}}$e
22,01	1,56	38,38	15,09	27,79.

und ein stärker geröstetes aus:

$\dot{\text{N}}$i	$\dot{\text{C}}$o	$\ddot{\bar{\text{F}}}$e	$\ddot{\bar{\text{A}}}$l	$\dot{\text{C}}$u	As	$\ddot{\text{S}}$i
54,50	5,50	31,25	1,25	6,65	1,25	5,37

Das Erz wird in einem Flammofen mit etwas Kreide und Flussspath bis zum Weissglühen erhitzt, von der geschmolzenen Masse die eisenhaltige Schlacke abgezogen, die entstandene Speise durch eine Stichöffnung abgelassen und mit kaltem Wasser übergossen. Nachdem sie zu einem feinen Pulver gemahlen, wird dieselbe in einem Flammofen bei lebhafter Rothgluth, ohne dass Schmelzung eintritt, so lange (etwa 12 Stunden) geröstet, bis keine Arsendämpfe mehr entweichen. In diesem Zustande wird das Röstgut weiter auf Nickel verarbeitet.

Roscher's Methode.

4) *Roscher*[1]) schmilzt das geröstete Erz (z. B. Speisskobalt) mit Potasche, Quarz, Wismuth, Blei und Kohle, wobei sich Smalte erzeugt, dagegen aber Wismuth und Blei mit dem Silber und Nickel einen Regulus bilden. Beim Saigern desselben bleibt Nickel, an etwas Arsen gebunden, zurück.

Unterharzer Verfahren.

5) Am Unterharze[2]) concentrirt man die beim Durchstechen des kupferigen Bleisteins fallende, Cu, Pb, Ni, Co, Ag, As und Sb enthaltende Speise (Bd. II, p. 76; Analyse: Bd. I, p. 250) durch wiederholte Oxydations- und Reductionsprocesse, wobei aber der Zweck der Anreicherung des Kobalts und Nickels weit unvollständiger erreicht wird, als dies nach dem Freiberger Verfahren der Fall sein würde.

Das Unterharzer Verfahren beruht darauf, dass sich Blei, Nickel und Kobalt, in Verbindung mit mehr oder weniger Arsen, früher verschlacken, als Kupfer

---

[1]) *Russegger's* Reise IV, 541.

[2]) Bgwfd. IX, 326; XI, 138. — *Kerl*, Unterh. Hüttenprozesse. 1854 p. 53.

und Silber und dass sich bei einem reducirenden Schmelzen der Schlacke unter Abscheidung von Arsen- und Antimonblei (Hartblei) eine kobalt- und nickelreichere concentrirte Speise bildet. 200 Ctr. Speise mit 45% Cu, 26% Pb, 1,6% Co, 0,7% Ni und 0,13% Ag wurden auf Mergelheerden in 4 Zumachen im Speissofen (Bd. I, Taf. IV, Fig. 74, 75) verblasen, wobei sich anfangs eine strengflüssige Kruste (Abzug) bildete, nach deren Entfernung sich eine grünlichschwarze Schlacke erzeugte, die gegen Ende des Prozesses immer röther wurde, bis endlich Schwarzkupfer im Heerde zurückblieb. Man erhielt bei dieser Operation:

a) 57 Ctr. 90 Pfd. Schwarzkupfer mit $9^1/_2$—$12^1/_4$ Loth Silber, welches man vor dem Gaarmachen granulirte und durch Saigerung entsilberte.

b) 53 Ctr. 16 Pfd. Abzug, welcher beim reducirenden Schmelzen gab:

α) 11 Ctr. sehr unreinen Kupferstein, den man mit dem ausgebrochenen Mergelheerd weiter verarbeitete, und

β) 23 Ctr. Speise mit 2,98% Co und 0,46% Ni.

c) 70 Ctr. 88 Pfd. grünlichschwarze Schlacke, welche beim reducirenden Schmelzen lieferte:

α) 16 Ctr. 75 Pfd. Antimonblei zum Letternguss und

β) 19 Ctr. Speise mit 6,09% Co und 0,86% Ni.

d) 25 Ctr. 56 Pfd. rothe Schlacke, wovon beim reducirenden Schmelzen erfolgten:

α) 10 Pfd. Antimonblei und

β) 7 Ctr. 65 Pfd. sehr kupferige Speise mit 4% Co und nur sehr wenig Ni.

e) 22 Ctr. 5 Pfd. Mergelheerd, durch Co theilweise blau gefärbt, auf der Oberfläche aber sehr kupferig. Lieferte beim reducirenden Schmelzen unter Zuschlag der sub *b α* bezeichneten 11 Ctr. Kupferstein:

α) 6 Ctr. guten Kupferstein.

β) 2 Ctr. 70 Pfd. Antimonblei und

γ) 17 Ctr. Speise mit 4,39% Co und 0,66% Ni.

Gibt gleich dieses Verfahren in ökonomischer Hinsicht zufriedenstellende Resultate, indem man den grössten Theil des Silbers, Bleies und Kupfers gewonnen hat, so lässt derselbe jedoch in Betreff der Concentration des Ni und Co zu wünschen übrig.

Von in den vorgelaufenen 200 Ctr. Speise enthaltenen 326 Pfd. Kobalt sind nur 287,41 Pfd. wieder gewonnen, mithin 38,59 Pfd. verloren gegangen.

Engelhardt's Methode

6) *Engelhardt*[1]) wendet zur Zugutemachung des Nickelantimonglanzes von Camsdorf nachstehende Methode an:

a) Das von fremden Beimengungen freie Erz gibt schon bei wiederholter Röstung im Flammofen mit Kohlenpulver ein ziemlich reines Nickeloxyd.

b) Ist das Nickelerz, wie gewöhnlich, mit Kupferkies, Bleiglanz, Spatheisenstein und Brauneisenstein innig verwachsen, so wird dasselbe in Quantitäten von 50—60 Pfd. in einem kleinen Gaarheerde von 14 Zoll Durchmesser und 3″ Tiefe bei Zuführung von 400—500 Cbfss. Luft pro Minute bei Zuschlag von etwas Sand und Frischschlacken verblasen, um die fremden Beimengungen zu verschlacken. Hat sich nach etwa $\frac{1}{2}$ stündiger Fortsetzung der Arbeit hinreichend Schlacke gebildet, so lässt man diese bei zugesetzter Form etwas erstarren und zieht sie dann mit einem Meissel ab. Dann wird der Prozess des Verblasens noch 2—3mal wiederholt, bis sich nach $1\frac{3}{4}$—$2\frac{1}{4}$ Stunden keine Schlacke mehr bildet, sondern sich blos Nickelspeise mit hellglänzender Oberfläche zeigt. Diese wird feingepocht, gesiebt, in einem Flammofen gut abgeröstet und mit Lehm oder Kalk eingebunden in einem $4\frac{1}{2}$′ hohen Krummofen auf concentrirte Speise verschmolzen, indem man sie mit Kohlen in abwechselnden Schichten in den Ofen bringt. Die neue Speise wird in Stechheerde abgelassen, zerkleint und abermals gut abgeröstet, wobei ein ziemlich reines Nickeloxyd erfolgt, dessen Reinigung auf nassem Wege nicht mit viel Umständen verbunden ist.

---

[1]) Bgwfd. II, 369, 529.

7) Am Nöckelberg[1]) im Salzburgischen wird ein in körnigem Gemenge mit Quarz gangartig in eisenspäthigem Dolomit vorkommendes Nickelerz (Nickelantimonkies oder Nickelspiessglanz), mit 12—15% Nickel in reinem Zustande, theils durch Handscheidung geschieden, theils zu Schlieg gezogen.

Im Krummofen bei Zuschlägen von Kalk, Quarz und Lehm ausgeführte Schmelzversuche gaben kein besonders günstiges Resultat, indem die erfolgte Speise nur bis 25% Ni enthielt. Man hofft in Flammöfen günstigere Resultate zu erreichen.

Zweites Kapitel.

Concentration des Nickels in Schwefeleisen.

§. 131. Beispiele. Dieses Verfahren ist unter andern an nachstehenden Orten in Ausführung:

1) Zu Dillenburg ist an die Stelle des älteren Verfahrens (p. 353) diese Methode getreten, welche die folgenden Manipulationen erheischt:

a) Rösten der Erze. Dieses geschieht in Stadeln mit Holzkohlen und Braunkohlen in Quantitäten von 200—250 Ctr. Die Röstung darf nicht zu weit getrieben werden, weil man sonst bedeutende Verluste beim Schmelzen hat und sich überdies leicht Eisensauen bilden. 1145 Ctr. 9 Pfd. Erze erforderten 5,9 Zain Holzkohlen und 34,8 Zain Braunkohlen.

b) Schmelzen der Erze auf Rohstein und concentrirten Stein. Das Erz wird in einem Brillenofen mit Cokes bei einem Zuschlag von Quarz, Lehm und Kalkspath auf Rohstein durchgestochen, wovon man durchschnittlich 19,8% ausbringt. Der 3mal geröstete Stein liefert beim Verschmelzen mit Quarz und Lehm einen

---

[1]) Jahrb. d. k. geol. Reichsanst. 1854 Nr. 1 p. 148. — Bgwfd. XVIII, 149.

concentrirten Stein mit 29% Cu und 27—28% Ni, welcher auf Nickel verarbeitet wird. Zu 1 Ctr. concentrirtem Stein sind 8,86 Ctr. Erz erforderlich. Zuweilen wird derselbe noch verblasen.

Die beim Rohschmelzen fallenden Schlacken sind von *Winter*[1]) (Bd. I, p. 303) analysirt worden.

Klefva.

2) Zu Klefva[2]) in Schweden wurde nickelhaltiger Magnetkies früher auf die unvollkommene Weise verarbeitet, dass man denselben im gerösteten Zustande im Schachtofen zu nickelhaltigen Eisensauen verschmolz, diese wiederholt in offenen Gaarheerden mit Quarz behandelte, die dabei gebildeten Schlacken abliess, das Metall granulirte und mit einem Gehalt von 70—80% Ni, 22—18% Cu und $1\frac{1}{2}$—$2\frac{1}{2}$% Fe in den Handel brachte. Neuerdings hat *Bredberg* die Concentration des Ni dadurch weit vollständiger und billiger erreicht, dass er den in freien Haufen gerösteten Magnetkies, ähnlich wie die Kupfererze von Atvidaberg (Bd. II, p. 201), in einem Hohofen mit solvirenden Zuschlägen auf einen Stein verschmilzt, diesen zu verschiedenen Malen in zerkleintem Zustande in einem Flammofen röstet und wiederholt auf Stein durchsticht. Durch die gleichmässige Röstung des Steins im Flammofen erreicht man einen guten und reinen Gang beim Schmelzen im Schachtofen und es wird die Bildung von Eisensauen vermindert. Dieses Anreicherungsschmelzen liefert einen verkäuflichen Stein, welcher nickelreicher ist, als die sächsische Speise. Auch ging die Concentration des Steins im Flammofen gut vor sich, der Schachtofen arbeitete jedoch billiger. Das aus dem Steine dargestellte metallische Nickel hat den grossen Vorzug, völlig arsenfrei zu sein.

Enthält ein Stein nur Ni, Cu, Fe und S, so bestimmt der Eisengehalt dessen Werth, und genügt es deshalb nach *Bredberg*[3]) für den merkantilischen Zweck, nur den Eisengehalt mittelst einer einfachen Probe zu bestimmen,

---

1) Ann. d. Ch. u. Pharm. Bd. 87, p. 221.
2) *Erdm.*, J. f. pr. Ch. LIII, 242. — B. u. h. Ztg. 1852 p. 76.
3) *Erdm.*, J. f. pr. Ch. LIV, 81.

wo dann nach Abzug des beinahe constanten Schwefelgehaltes[1]) = 26% die Summe des Kupfer- und Nickelgehaltes übrig bleibt. Man setzt zur Lösung des Steins Aetzammoniak, wobei das Eisen gefällt wird, Nickel und Kupfer sich aber auflösen und nach bekannten Methoden getrennt werden können. Durch etwa dreimaliges Auflösen und Fällen des Eisens durch Ammoniak befreit man dasselbe von zurückgebliebenem Kupfer und Nickel.

II. Abschnitt.

Darstellung des metallischen Nickels.

Geschichtliches.

§. 132. Allgemeines. Die älteren Methoden der Nickelgewinnung wurden auf trocknem Wege ausgeführt und lieferten, wenn das Rohmaterial nicht besonders rein war, ein Product von variabler Beschaffenheit. Es ist deshalb in neuerer Zeit der trockne Weg mit dem nassen zweckmässig verbunden, wodurch zwar an Zeit und oft an Kosten mehr aufgeht, dagegen ein reineres Product erhalten werden kann.

Geschichtliches.

§. 133. Aelteres Verfahren der Nickelgewinnung. *Geithner* scheint das Nickel ohne vorherige Abscheidung der fremden Beimengungen angewandt zu haben, weshalb die Farbe und quantitative Zusammensetzung seines Argentans sehr variirte (pag. 352). *Gersdorf* in Wien legte 1825 die erste Nickelfabrik in Europa zu Reichenau am Fusse des Erzgebirges an. Gleichzeitig stellte auch ein Berliner Juwelier, *Lindner*, welcher sich später mit *Henninger* verband, das Nickel metallisch dar.

Gersdorf's Methode.

Gersdorf's Methode[2]) besteht darin, die gepulverte

---

[1]) *Erdm.*, J. f. ök. u. techn. Ch. V, 237.
[2]) *Leithner* im Bgwfd. IV, 513. — *Winterfeld*, im Berliner Gewerbe- Industrie- und Handelsblatt. IV, 260.



Speise in einem Reverberirofen bei stetem Umrühren abzurösten und für die Ableitung der arsenigen Säure zu sorgen. Das beim Rösten entstehende arsensaure Nickeloxyd lässt sich durch Kohlenzusatz allein nicht zerlegen, sondern, und dies ist das Wesentlichste dieser Methode, es wird hierzu eine wasserstoffhaltige Flamme benutzt, die man aus Holzspänen erzeugt. Dieselben werden gleichmässig auf der Oberfläche des Röstgutes ausgebreitet und angezündet. Man wiederholt diese Operation so oft, als noch Arsen vorhanden ist. Der nickelhaltige Rückstand wird mit Kohlenstaub gemengt und im Graphittiegel einer 8—12stündigen starken Hitze ausgesetzt.

Die hierbei erhaltenen grauen, mehr oder weniger schwammigen Nickelkönige enthalten, wenn sie aus Speise dargestellt werden, bis 95% Ni und höchstens 5% Eisen (feiner Nickel), bei verarbeiteten Erzen aber 75—85% Ni und 15—25% Eisen (ordinaires Nickel). Soll das Nickel in Würfelform, in ½—1″ grossen Stücken erhalten werden, so formt man das Nickeloxyd mit Mehlkleister in Würfel, umgibt diese mit Kohlenstaub und glüht, wie oben angegeben worden.

§. 134. Neuere Methoden. Von den neueren Methoden der Nickelgewinnung auf nassem Wege, zum Theil noch Fabrikgeheimnisse, sind nachstehende bekannt geworden:

Erdmann's [Me]thode

1) *Erdmann*[1]) hat verschiedene Methoden zur Darstellung des Nickels vorgeschlagen, gibt aber der folgenden den Vorzug:

Die feingemahlene, unter öfterem Zusatz von Kohle sorgfältig abgeröstete Speise lässt man einige Zeit an einer feuchten Stelle liegen, um das Nickel in einen hydratischen Zustand überzuführen, in welchem es sich leichter löst. Sobald hierbei die aschgraue Farbe in eine graugrüne übergegangen ist, behandelt man die Speise in der Kälte mit Salzsäure, wobei sie sich fast ganz löst. Die dunkelgrüne Lösung wird in mit mehreren über einander liegenden Hähnen versehene Fässer gethan, mit

---

[1]) *Erdm.*, über das Nickel. Leipzig 1827 p. 61.

Wasser verdünnt, wobei Wismuth als basisches Salz zu Boden fällt, und die abgezogene, klare, zum Sieden gebrachte Lösung mit Eisenchloridlösung und Kalkmilch in kleinen Antheilen so lange versetzt, bis eine von dem entstehenden Niederschlage (arsensaurem Eisenoxyd und Kalkerde) abfiltrirte Probe nicht mehr gelbgrün, sondern blaugrün erscheint und mit Kalilösung einen Niederschlag gibt, der mit Borax vor dem Löthrohr auf Kohle einen unschmelzbaren Nickelschwamm liefert. Setzt man zu viel Kalkmilch zu, so wird ausser Eisen und Arsen auch Nickel niedergeschlagen. Die entstandenen Niederschläge werden ausgewaschen und aus der erhitzten nickelhaltigen Lösung durch Kalkmilch Nickeloxydhydrat niedergeschlagen, welches getrocknet und durch Glühen mit Kohlenstaub reducirt wird.

nglisches rfahren.

2) Verfahren zu Birmingham nach *Louyet*.[1]) Geröstete Speise (p. 357) wird in Salzsäure gelöst, die Lösung mit Wasser verdünnt und mit Kalkmilch nebst wenig Chlorkalk versetzt. Letzterer oxydirt das Eisen zu Oxyd und dieses wird dann in Verbindung mit Arsen durch die Kalkmilch präcipitirt. Die ausgesüssten Niederschläge wirft man weg, schlägt aus dem sauren Filtrat durch Schwefelwasserstoffgas Wismuth und Kupfer nieder, filtrirt den entstehenden Niederschlag ab und kocht das Filtrat mit Chlorkalk, wodurch das Kobalt in Superoxyd übergeführt und niedergeschlagen wird, während das Nickel in Lösung bleibt. Der abfiltrirte und geglühte Niederschlag ist Handelsproduct. Aus der nickelhaltenden Lösung wird sodann das Nickel durch Kalkmilch gefällt, der Niederschlag ausgewaschen, getrocknet und mit Kohle reducirt.

Nach *Schrötter*[2]) wird das Nickel in England nach derselben Methode dargestellt, welche *Heinr. Rose*[3]) für die Analysen angegeben hat.

---

[1]) B. u. h. Ztg. 1849 p. 800. — *Erdm.*, J. f. pr. Ch. XLVI, 244.
[2]) Jahrb. d. k. k. geol. Reichsanst. 1852 III, 172.
[3]) *H. Rose*, ausführliches Handbuch der analytischen Chem. Bd. II. 1851.



3) Zu Dillenburg im Nassauischen wird nickelhaltiger Stein (p. 360) so fein als möglich gepocht, in hölzernen Bütten mit Schwefelsäure angerührt und in Quantitäten von 3—4 Ctr. in einem Flammofen 6 Stunden lang geglüht, bis eine herausgenommene Probe keinen Geruch nach schwefliger Säure mehr wahrnehmen lässt. Die geglühte Masse wird in einer Bütte mit Wasser ausgelaugt, die vom Rückstand abgezogene grüne Lösung zur Entfernung des Kupfers und Eisens in kupfernen Kesseln bis zum Kochen erhitzt und nach und nach mit gepochtem Kalkstein versetzt, wodurch zuerst das Eisen und dann das Kupfer als basische Salze gefällt werden. Damit neben dem Kupfer kein Nickel mit ausgeschieden wird, setzt man bei dieser ersten Fällung nur so viel Kalkstein zu, dass ausser allem Eisen nur ein Theil des Kupfers präcipitirt wird, ein anderer aber noch mit dem Nickel in Lösung bleibt. Nachdem der erste Niederschlag beseitigt, fügt man zur Lösung wieder soviel Kalkstein hinzu, dass alles Kupfer und auch ein Theil Nickel mit ausfällt. Zur Wiedergewinnung des letztern wird dieser zweite Niederschlag mit Schwefelsäure angefeuchtet und mit frischem Stein in den Flammofen gebracht. Der erste Niederschlag ist gelb und enthält ohngefähr 15% Kupfer, auf welches er besonders zugute gemacht wird.

Dillenbur

Die reine Nickellösung wird aus den Kesseln durch Heber abgezogen und mit Kalkwasser versetzt, wodurch das Nickel im hydratischen Zustande niedergeschlagen wird. Nachdem sich der Niederschlag abgesetzt, lässt man das überstehende Wasser ab. Der Niederschlag wird sodann in einem hessischen Tiegel geglüht, gemahlen und zur Entfernung des eingeschlossenen Gypses, welcher demnächst bei der Reduction des Nickeloxydes Schwefelnickel erzeugen würde, mit Soda gemengt und in hessischen Tiegeln in einem Flammofen geglübt. Man laugt aus der geglühten Masse in eisernen Kesseln das gebildete schwefelsaure Natron aus, extrahirt aus dem Rückstand mit Salzsäure in einem kupfernen Kessel den kohlensauren Kalk, wässert den Rückstand noch-

mals mit kaltem Wasser aus, zerschneidet ihn noch feucht in kleine Würfel von $1/4$ Zoll Grösse und reducirt das Nickeloxyd mit Kohlenpulver in hessischen Tiegeln, welche im Flammofen einer hohen Temperatur ausgesetzt werden. Das erhaltene Metall (Analyse Bd. I, p. 224) enthält bis 98% metallisches Nickel.

Weniger umständlich als durch Soda kann der Gyps aus dem Nickeloxyd durch Auswaschen mit Wasser entfernt werden.

4) Nach *de Ruolz* und *de Fortenay*[1]) wird das Nickel des Handels zur weiteren Reinigung in Königswasser gelöst, die Lösung mit Chlorgas behandelt, aus derselben durch Kochen mit nicht stark überschüssigem kohlensauren Kalk das Eisen, dann durch Soda das Nickel niedergeschlagen. Der Nickelniederschlag wird abermals in Salzsäure gelöst, die Lösung mit Chlorgas gesättigt und das Eisen vollständig durch kohlensauren Baryt abgeschieden. Aus der zurückbleibenden Lösung wird das Nickel in gewöhnlicher Weise als Oxyd gefällt und dieses reducirt.

Nickelspeise wird vor dieser Behandlung mit dem gleichen Gewichte Feldspath und $1/5$ Salpeter geschmolzen und die erhaltene Masse geröstet.

---

[1]) Polyt. Centr. 1855 p. 282. — Bgwfd. XVIII, 466.

XIV. Kobalt.

Kobalterze.

§. 135. Kobalterze. Die hauptsächlichsten Kobalt-
ze sind:

Speiskobalt (Co, Fe, Ni), As; der weisse eisenarme
thält 20—28% Co incl. Ni und der graue oft nur 15%
› incl. Ni.

Glanzkobalt $\ddot{C}o$ + Co As mit 35,5% Co, wovon
ıige Procent durch Fe ersetzt sein können.

Wismuthkobalterz, wahrscheinlich ein Gemenge
ın $(Co, Fe, Ni)^2 As^3$ mit Wismuthglanz etc., enthält 9,8
› und 3,8 Bi.

Schwarzer Erdkobalt $\ddot{M}n$, $\dot{C}o$, ($\dot{C}u$), $\dot{H}$; zuweilen
mengt mit $\dddot{F}e$, $\dot{C}o^3 \dddot{A}s$ und Thonerdesilicaten. Es kommt
r: ($\dot{C}o$, $\dot{C}u$) $\ddot{M}n^2$ + $\dot{H}$ mit 19,4 $\dot{C}o$ = 15,2 Co.

Kobaltblüthe (strahliger rother Erdkobalt) $\dot{C}o^3 \dddot{A}s$
$\dot{H}^8$.

Von geringerer Bedeutung sind:

Hartkobaltkies (Tesseralkies) = $Co^2 As^3$ mit
',8% Co, wovon ein geringer Theil durch Fe und Ni
setzt ist.

Kobaltkies ($\dot{N}i$, $\dot{C}o$, $\dot{F}e$) ($\dddot{N}i$, $\dddot{C}o$, $\dddot{F}e$) mit 32—42 Ni
ıd 11—22 Co.

Zweck der Proben.

§. 136. Kobaltproben. Die Kobaltproben be-
recken, da das metallische Kobalt eine technische An-
endung nicht findet, entweder die Ermittelung des Ge-

haltes an Kobaltoxyd oder des Vermögens des Probirguts, grössere oder geringere Quantitäten Glas mehr oder weniger blau zu färben (Proben auf Blaufarbenglas).

I. Proben auf Kobaltoxyd.

ttner's Methode.

A. Verfahren auf trocknem Wege. Die erst in neuerer Zeit von *Plattner* angegebenen, hierher gehörigen Methoden, das Kobalt als eine constante Arsenverbindung von $Co^4 As$ entweder im Probirofen (p. 340) oder vor dem Löthrohr abzuscheiden, sind beim Nickel (p. 342) bereits näher beschrieben. Dieselben lassen in Betreff der Genauigkeit nichts zu wünschen übrig.

B. Verfahren auf nassem Wege.

alytische Methode.

1) Analytisches Verfahren.[1]) Das Probirgut wird anfangs in derselben Weise behandelt, wie bei der Nickelprobe (p. 341) angegeben worden. Die bei derselben erfolgende kobalt- und nickelhaltige ammoniakalische Flüssigkeit, aus welcher durch Aetzkali das Nickel ausgeschieden ist, wird entweder zur Trockne verdampft, — wobei sich das Kobaltoxyd im Gemenge mit etwas Kobaltsuperoxyd abscheidet, welches nach gehörigem Auswässern geglüht und gewogen wird, — oder mit Schwefelammonium zersetzt, das gebildete Schwefelkobalt nach gehörigem Trocknen durch Rösten mit Kohlenpulver in Kobaltoxyd verwandelt oder, was genauer ist, in Schwefelsäure oder Königswasser aufgelöst und aus der Lösung das Kobaltoxyd durch Aetzkali ausgefällt.

ng's Methode.

2) Titrirverfahren nach *Streng*.[2]) Die Bestimmung des Kobalts schliesst sich an die Bestimmungsmethode des Bleies (Bd. II, p. 12) an. Die in Säuren gelöste Substanz wird mit Kali und unterchlorigsaurem Kalk behandelt, das gebildete $\overset{\cdots}{\overline{Co}}$ abfiltrirt und durch Zinnchlorür reducirt.

$\overset{\cdots}{\overline{Co}} + \dot{Sn} = 2\,\dot{Co} + \ddot{Sn}$. Zur Berechnung des Kobaltgehaltes dient die Formel: $x = \frac{2\,Co\,.\,100\,.\,100\,.\,c.}{83{,}2.\ Sn.\ A.}\left(\frac{G\,.\,C.}{g} - K\right)$

[1]) *Bodemann's* Probirkunst. 1845 p. 290.

[2]) *Pogg.*, Ann. XCII, 72.



3) Verfahren mit Musterflüssigkeiten. *Lampadius* [1]) verfertigt zur Untersuchung der Safflore auf ihren Gehalt an Eisen und Nickel zwei Reihen Mustersolutionen. Die eine besteht aus mehr oder weniger Eisenoxyd enthaltenden Kobaltsolutionen in Salpetersäure und die andere enthält Kobaltoxydsolutionen in kohlensaurer Ammoniakflüssigkeit mit einem grössern oder geringern Nickelgehalte. Jede dieser Reihen besteht aus 10 Nummern und bei der Vergleichung der von Saffloren erhaltenen Solutionen in Salpetersäure und Ammoniak lässt sich der Gehalt an Eisen- und Nickeloxyd annäherungsweise bestimmen.

Lampadii Verfahre

II. Proben auf Blaufarbenglas. [2])

Theorie

Die vorbereiteten Kobalterze geben beim Zusammenschmelzen mit Kieselerde und Potasche ein durch Kobaltoxyd blau gefärbtes Glas (Smalte, Eschel, Königsblau, Streublau, Heerdblau etc.), und zur Erzeugung eines solchen werden dieselben grösstentheils verwandt, weniger zur Darstellung von reinem Kobaltoxyd für Porzellanfabriken.

Zweck d Proben

Die docimastische Probe bezweckt entweder zu ermitteln, welche tingirende Kraft ein Probirgut hat und eine wie reine Farbe des Smalteglases damit hervorzubringen steht, oder wie viel von einem bereits näher gekannten Probirgut zur Hervorbringung einer bestimmten Farbennüance nöthig ist, oder in welchem Verhältniss man zur Herstellung einer solchen Nüance mehrere Kobalterze gattiren muss, oder bis zu welchem Grade die Erze zur Hervorbringung der schönsten Farbe abzurösten sind und dergl. Auf die tingirende Kraft (1 Theil $\dot{C}o$ färbt noch 240 Theile Glas deutlich blau) ist besonders der Kobaltoxydgehalt des Erzes von Einfluss. Erdkobalte können direct verwandt werden, geschwefelte und arsenicirte Erze bedürfen vorher einer Röstung. Mit Erden stark verunreinigte Erze müssen vor der Verwendung durch eine

Tingiren Kraft des baltoxyd

[1]) *Erdm.* J. f. p. Ch. XIII, 385. — *Lamp.* Fortsch.. 1839. p. 7. — *Bodem.* Probirk. 1845. p. 292.

[2]) *Bodem.* Probirk. 1845. p. 292.

mechanische Aufbereitung sowohl im Grossen als auch bei Anstellung einer Probe im Kleinen (z. B. durch Schlämmen) concentrirt werden. Bei sehr bedeutendem Kobaltgehalt werden die Gläser schwarz. Dieselben können je nach ihrer Farbenintensität 8—18 % Kobalt enthalten.

Einwirkung fremder Stoffe auf die Schönheit der Farbe.

Die Schönheit der Farbe hängt hauptsächlich von der Reinheit des Erzes ab, indem ein Gehalt an fremden Metalloxyden die Farbe verändert. Eisen, Kupfer, Antimon, Zink und Wismuth ziehen die Farbe ins Schmuzige, Nickel und Mangan ins Violette, Kupfer und Wolfram machen sie schmutzig violett, ein Blei- und Wismuthgehalt heller. Am schädlichsten sind $\dot{\mathrm{Ni}}$, $\dot{\mathrm{Fe}}$, $\dddot{\overline{\mathrm{M}}}\mathrm{n}$, $\dot{\mathrm{Cu}}$, weniger schädlich $\dot{\mathrm{Mn}}$, $\dddot{\overline{\mathrm{F}}}\mathrm{e}$, $\dot{\mathrm{Pb}}$, $\dddot{\overline{\mathrm{B}}}\mathrm{i}$. Da diese Metalle sich beim Rösten der schwefel- und arsenhaltigen Erze früher oder später oxydiren, als das Kobalt, und danach mehr oder weniger in die Smalte übergehen, so übt der Grad der Röstung bei unreinen Erzen einen wesentlichen Einfluss auf die Farbe des Glases aus. Man kann unterscheiden: a) ein Rösten mit viel Rauch, indem man die Röstung unterbricht, wenn sich noch viel Rauch von arseniger Säure entwickelt; b) ein Rösten mit wenig Rauch; c) ein Rösten ohne Rauch und d) ein Todtrösten, indem man das bei c erhaltene Röstgut mit Kohlenpulver nochmals röstet. Reine Erze geben in möglichst todtgeröstetem Zustande das schönste Glas. Da sich Kupfer und Nickel schwieriger oxydiren als Kobalt, so darf man Erze, welche diese Metalle enthalten, nicht todt rösten, indem dieselben alsdann nicht oxydirt, sondern von dem vorhandenen Arsen und Schwefel gebunden werden und beim Schmelzen, während sich das Kobaltoxyd auflöst, am Boden sich als Speisekönig abscheiden. Auch diejenigen Metalle, welche sich früher oxydiren als Kobalt, z. B. Eisen, Wismuth etc., können durch einen Zusatz von Arsen theilweise unschädlich gemacht werden, indem sich dieses auf Kosten der fremden Oxyde oxydirt und letztere im reducirten Zustande in die Speise gehen. Diese ist ein werthvolles Material für die Nickelgewinnung und ihre Menge bei Beurtheilung des Werthes eines Kobalterzes mit in Rücksicht zu ziehen. Durch einen Zusatz von Arsen erhöht man auch die Lebhaftigkeit der Far-

ben, macht das Glas jedoch schwerer. Zuweilen ist ein Zusatz von arseniger Säure (z. B. bei manchen Erdkobalten, bei eisenoxydreichen Erzen) vortheilhaft, indem diese als Correctionsmittel für Ḟe dient, welches höher oxydirt und dadurch unschädlich gemacht wird. Kobalterze mit viel Eisen werden möglichst stark geröstet, um das Eisen in Oxyd überzuführen.

Auf die Güte der Smalte ist noch von wesentlichem Einflusse die Feinheit des Korns; daher erfordert das Reiben der geschmolzenen Probe eine geübte Hand und das Schlämmen des Geriebenen ein erfahrenes Auge. Selbst ein erfahrner Fabrikant irrt leicht, wenn er aus der Tiefe der Farbe des geschmolzenen Glases auf die Farbe der zerriebenen Probe schliessen will.

Ausführ der Prob

Die Probe selbst wird in der Weise ausgeführt, dass man mehrere, 2—4 Probircentner schwere Posten des Probirgutes einzeln im rohen und in verschieden geröstetem Zustande (z. B. nach 10—30 Minuten, dann nach 35—60 Minuten Röstzeit), wobei man das mehr oder weniger starke Rauchen der Probe mit zum Anhalten nehmen kann, mit dem 3fachen reinem Quarze und dem $1^1/_3$—$1^3/_4$-fachen seines Gewichts reiner Potasche in einem Thontigel (Bd. I. Taf. VII. Fig. 139) bei angehender Weissgluth so lange schmilzt, bis das Glas vollkommen fliesst und homogen wird.

Dann löscht man dasselbe in Wasser ab, zerreibt und schlämmt die Probe und vergleicht sie nach dem Trocknen mit dem vorliegenden Muster, wobei es, wie bereits angeführt, wesentlich erforderlich ist, dass die Probe ein gleiches Korn mit dem Muster hat. Ueber dieses sogenannte „Auf's Musterlegen" ist im folgenden Paragraphen das Weitere angegeben.

Ist die Farbe der Probe zu hoch oder zu dunkel, so ändert man die Beschickung zweckentsprechend so lange ab, bis sie möglichst genau mit dem Farbenmuster übereinstimmt. Da man dies jedoch selten ganz genau trifft, so hilft man sich demnächst durch Versetzen der Smalte mit höhern oder tiefern Farben, jedoch sucht man durch zweckmässige Einrichtung der Beschickung ein solches Versetzen möglichst zu beschränken.

Man geht in der Regel von einem bestimmten Zusatz von Potasche, nämlich $1/3$ von der Gesammtmenge des Erzes und Quarzes, aus und variirt mit dem Verhältniss der letzteren. Bei zu reichlichem Quarzzusatz wird die Auflösung erschwert oder verhindert, in Folge dessen ein ungleichartiges Glas entsteht; bei zu geringem Quarzgehalt wird die Farbe schmierig und die Eschelbildung begünstigt.

Sächsisches Verfahren.

Auf den sächsischen Hütten werden 20—50 Pfund geröstetes Erz mit reiner Potasche und eisenfreiem Quarze gemengt und in möglichst eisenfreien und feuerfesten Tiegeln, welche aus der Masse der grossen Schmelzöfen hergestellt sind, 4—4½ Stunden in der weissglühenden Muffel oder im Windofen geschmolzen. Die Potaschenmenge beträgt etwa $3/4$—$4/5$ der Quarzmenge. Hinsichtlich der letzteren unterscheidet man 1-, 2-, 4-, 8-, 16-sandige Proben, je nachdem man das 1—16fache Quarz gegen das Erz nimmt. Zu den 1- und 2sandigen Proben verwendet man 50 Pfund, zu den mehrsandigen 20 bis 25 Pfund Erz. Das neben Speise erfolgende Glas prüft man auf seinen Farbenton (Lieblichkeit) und die Farbenintensität (Dicke). Ersterer, welcher von der Qualität der färbenden Bestandtheile abhängt, wird am besten an schwach blauen Gläsern erkannt. Beide geben das Anhalten zur Werthbestimmung. Man macht deshalb aus jeder Röstpost zwei Schmelzproben, eine mit mehr Flüssen für die Lieblichkeit und eine mit mehr Oxyden für die Intensität.

Nachdem die Probe gut geschmolzen, nimmt man mit einer Zange einen Theil des noch flüssigen Glases aus dem Tiegel heraus (Auszwicken), zerstösst dasselbe in einem eisernen Mörser, ohne fein zu reiben, und siebt das Feine durch ein feines Messingsieb auf Papier, um gleiches Korn zur Vergleichung zu erlangen. Behuf eines solchen bringt man die Proben auf kleine Holzbrettchen und vergleicht sie unter sich und mit Mustergläsern. Auf das Papier schüttet man die Proben nur lose auf, auf die Brettchen drückt man sie fest. Das Pulver muss noch eckig sein, weil es im feingeriebenen Zustande meist schmutzig aussieht.

Eigenschaften der Smalte.

§. 137. **Eigenschaften und Darstellung des Blaufarben- oder Smalteglases.** Man begreift unter

Smalte[1]) ein durch Zusammenschmelzen von Quarz, Potasche und vorbereiteten Kobalterzen erhaltenes, in feines Pulver verwandeltes, durch Kobaltoxyd blau gefärbtes Kaliglas, von welchem je nach der Farbenschattirung und Kornfeinheit verschiedene Handelssorten vorkommen.

Die Farbe der Smalte ist ein mehr oder weniger reines Himmelblau, welches mit einem Stiche ins Grünliche gern gesehen wird, dagegen weniger gern mit einem röthlichen oder violetten Stich. Ausser dem Kobaltoxydgehalt übt auch die Gröbe des Korns einen Einfluss auf die Tiefe des Farbentones aus. Die grobkörnigeren Sorten sind tiefer schattirt, als die feinkörnigen, und es erscheinen im Allgemeinen die dunkeln Sorten der Smalte reiner und schöner im Ton, als die aus unreineren Erzen dargestellten blasseren Muster, jedoch mit Ausnahme derjenigen feinkörnigen Sorten (Eschel), welche aus sattgefärbten Gläsern erhalten werden, die, obgleich blass an Farbe, doch an Klarheit und Reinheit des Stiches mit den bessern Farbensorten wetteifern. Die dunkeleren Smaltegläser besitzen ein stärkeres lichtbrechendes Vermögen und ein grösseres specifisches Gewicht (2,860—2,602), als die helleren.

Zusammensetzung der Smalte.

Wie aus den nachstehenden Analysen hervorgeht, enthält das im Wesentlichen aus kieselsaurem Kali bestehende und wahrscheinlich durch $\dot{Co}\,\overline{Si}^2 + \dot{K}\,\overline{Si}^2$ blau gefärbte Smalteglas als zufällige Bestandtheile: $\dot{Ba}$, $\dot{Ca}$, $\dot{Mg}$, $\overline{Al}$, $\dot{Fe}$, $\dot{Mn}$, $\dot{Ni}$, $\overline{\overline{Fe}}$ und andere Metalloxyde, auch wohl Kohlen- und Arsensäure.

	$\overline{Si}$	$\overline{Al}$	$\dot{Fe}$	$\dot{Ca}$	$\dot{Co}$	$\dot{K}$ $\dot{Na}$	$\dot{Ni}$	$\ddot{As}$	$\ddot{C}$	$\dot{H}$
I.	70,86	0,43	0,24	—	6,49	21,41	—	Spur	0,57	
II.	66,20	8,64	1,36	—	6,75	16,31	—	—	0,25	0,67
III.	72,12	1,80	1,40	1,92	1,95	20,04	Spur	0,078	0,460	Spur.

I. Modumer höhere Couleur-Sorte. II. Deutsche hohe Eschel. III. Deutsche grobe blasse Couleur.

---

[1]) *Ludwig*, über die Eigenschaften der Smalte. *Erdm.* J. f. pr. Ch. LI. 129. B. u. h. Ztg. 1851. p. 92.

Eschelbildung.

Wenngleich die Smaltesorten hoch silicirt sind (der Sauerstoffgehalt der $\overline{Si}$ beträgt annäherungsweise das 6—7fache von dem der Basen), so sind sie doch wegen des Mangels an Kalk und des Vorhandenseins von Wasserglas im Wasser theilweise auflöslich. Bei der Behandlung mit Wasser, welches behuf der gehörigen Zerkleinerung der Smalte durch Schlämmen unerlässlich ist, bilden sich vom Wasser angegriffene halbaufgelöste Gläser von helleren, mehr oder weniger ins Schmutziggrüne stechenden Farben (*Eschel*). Der Gehalt von 0,75 — 1,25 % Wasserglas ertheilt der Smalte für deren technische Anwendung sehr nützliche Eigenschaften und ist deshalb nicht unwesentlich. Steigt derselbe höher, so entsteht ein unansehnliches, trübes Glas, welches wegen grösserer Löslichkeit im Wasser Gries und Knötchen bildet.

Sind Smalten durch eine lange andauernde Einwirkung fliessenden Wassers alle löslichen Theile entzogen, so werden dieselben sandig und nicht mehr hygroscopisch. Das Wasserglas scheint in Form einer gallerartigen Hülle die Smalte zu umgeben und, ihr Volum vergrössernd, sie fähiger zu machen, im Wasser zu flottiren. Säuren lösen nur das Wasserglas auf und alkalische Lösungen können unter Abscheidung des Kobaltoxydes das Kieselkali ausziehen.

Einfluss fremder Substanzen auf den Farbenton.

In Betreff der Einwirkung fremder Beimengungen auf die Färbung der Smalte hat sich herausgestellt, dass *Baryterde* die Färbung etwas erhöht und zugleich ins Indigoblaue stimmt, *Natron*, *Kalk*, *Magnesia* aber die Färbung merklich herabdrücken und den Ton ins Röthliche ziehen, während *Thonerde* gar nicht die Reinheit, wohl aber die Stärke des Farbentons beeinträchtigt. *Eisenoydul* und *Eisenoxyd* bringen einen schwärzlichgrünen, düstern Ton hervor. Ordinaire Smaltesorten können ohne Nachtheil einen höhern Eisengehalt besitzen, aber hochfarbigere Sorten sind dagegen sehr empfindlich. *Manganoxyde* färben bessere Smaltesorten violett, geringere Sorten können ohne Nachtheil einen grössern Zusatz davon vertragen. *Nickeloxyd* erzeugt bei den

besseren Sorten einen sehr ungern gesehenen, ins Indigoblaue und Violette fallenden Ton und zu feineren Arbeiten ist solche Farbe nicht zu gebrauchen. Die Oxyde des Kupfers, Zinks, Wismuths und Antimons machen den reinen Farbenton höherer Metallmuster schmutzig, nur Bleioxyd kann, ohne die Reinheit der Farbe zu beeinträchtigen, in grosser Menge vorhanden sein. Die Smalte erhält jedoch durch letzteres, was nicht erwünscht ist, ein grösseres specifisches Gewicht und sinkt im Wasser rascher zu Boden.

Gute Smalte muss aus gleich dicken und gleich dunkel gefärbten Körnchen bestehen, sich wie feines Getreidemehl ballen lassen, ohne sandig zu sein, sie darf keine Knötchen oder Gries enthalten, was bei zu bedeutendem Wasserglasgehalte der Fall zu sein pflegt, und muss frei sein von fremden Beimengungen (Gyps, Sand, Schwerspath, Ultramarin etc.).

Bezeichn der Smalt

Man pflegt die Smalten sowohl nach Massgabe ihres Kobaltoxydgehaltes, als auch nach der Gröbe des Korns mit verschiedenen Zeichen zu belegen, und es hat durch Uebereinkommen jede Blaufarbenfabrik eine bestimmte Reihe von verschiedenen Smalten als Grundmuster.

Wenn gleich jede Fabrik ihre eigene Scala hat, so werden doch die verschiedenen Grundmuster nach derselben Ordnung, etwa wie folgt, bezeichnet:

FC feine Couleur, FCB feine böhmische Couleur, FE feine Eschel, MC mittelfeine Couleur, MCB mittelfeine böhmische Couleur, ME mittelfeine Eschel, OC ordinaire Couleur, OCB ordinaire böhmische Couleur, OE ordinaire Eschel.

Es beziehen sich die Buchstaben FM und O demnach auf den Kobaltgehalt und C, CB und E auf das Korn der Smalte. Um dunkler als F gefärbte, d. h. kobaltreichere Smalten zu bezeichnen, wird das F vervielfacht, z. B. FFFFC, und zur Unterscheidung der kobaltärmeren Sorten als OC schreibt man Zahlen als Exponenten hinter dieses Zeichen, z. B. OC^2, OE^4 etc., um anzudeuten, dass die Smalte $1/2$ oder $1/4$ des Kobaltgehaltes von OC hat.

Nach der Gröbe und der Form des Korns unterscheidet man folgende Sorten Smalte:

Streublau, Streusand, die gröbste Gattung von ungleichachsigem, spiessigem Korn von 1,3—4 Millimet. Durchmesser, splittrigen Bruchflächen, scharfen Ecken und Kanten.

H. (Hoch) scharfeckige, splittrige, jedoch schon mehr gleichachsige Glasstückchen, von $2^1/_2$—$^3/_4$ Millim. Dicke.

B. (Böhmisch) scharfeckige Körner von 0,5—1 Millim. Durchmesser.

C. f. (Couleur fondamentale, Grundmuster) von polyedrischem, stumpfkantigem Korn von 0,66—0,5 Millim., ja nur bis 0,08 Millim. herabgehendem Durchmesser.

E. (Eschel), die feinkörnigsten Smalten mit rundlichem Korn. Die dunkleren, aus tiefer gefärbteren Gläsern erhaltenen sind meist im Korn etwas gröber, als die blasseren; erstere haben ein Korn von 0,166—0,071, letztere von 0,033—0,02 Millim. Stärke.

Ein Korn einer H Sorte enthält 6—7 Cf und bis 150 E Körner.

ichung malte- n mit tern.

Die Vergleichung einer Smaltesorte mit dem Grundmuster einer Fabrik der Farbe und dem Korn nach, das aufs Musterlegen, geschieht in der Weise, dass man zunächst durch den Augenschein ermittelt, ob die vorliegende Smalte zu einem gröberen oder feineren, dunkleren oder helleren Grundmuster passt. Dasjenige, welchem sie am ähnlichsten scheint, wird mit einem Messer oberflächlich eben gedrückt, darauf eine erbsengrosse Parthie des zu vergleichenden Musters gethan und dieses in die vorher gebildete Ebene eingedrückt, wobei ein geübtes Auge in einem hellen, nicht direct von der Sonne beschienenen Zimmer im reflectirten Lichte erkennt, ob die Probe mit dem gewählten Grundmuster an Farbe, Ton und Korn übereinstimmt oder nicht. Ist dieses der Fall, so macht man noch dadurch einen bestätigenden Versuch, dass man in die zu untersuchende Probe eine erbsengrosse Menge vom Grundmuster eindrückt, wo dann dasselbe Verhalten wieder eintreten muss. Das Korn wird dabei mit einer guten Loupe untersucht. Der Feuchtigkeitsgehalt von

Muster und Probe muss gleichgross sein, weil feuchte Smalte dunkler erscheint, als trockene. Man lässt deshalb beide vor Anstellung der Probe 6—8 Stunden an einem etwas feuchten Orte offen neben einander stehen.

Einen Gehalt an Gries bemerkt man, wenn die Smalte mit dem Finger über glattes Papier gestrichen wird.

Wasserprobe.

Um zu erfahren, ob die Feinheit der Eschelkörnchen übereinstimmt, wird eine Wasserprobe in der Weise angestellt, dass eine gleiche Menge (etwa ein Fingerhut voll) in grosse Spitzgläser gethan, mit Wasser übergossen und tüchtig aufgerührt wird. Man erkennt alsdann an der dickeren Trübung den grössern Gehalt an feinerem Mehl, welches sich langsamer zu Boden setzt. Dabei lässt sich eine Verfälschung der Smalte mit Schwerspath, Gyps, Gries etc. erkennen. Zur Ausmittelung, ob eine Smalte mit Ultramarin oder Thon oder sonst einem weissen Stoffe verfälscht ist, behandelt man eine Probe davon und von dem ähnlichsten Grundmuster in 2 Spitzgläsern mit schwacher Salzsäure, wodurch das Ultramarin zerstört wird. Man erkennt dann, wenn beide Proben mit gleichviel Wasser aufgespült werden, an der Farbe die Art der Verfälschung.

Entdeckung von Verfälschungen.

Bei der Bereitung der Smalte kommen nachstehende Manipulationen vor: [1])

Darstellung der Smalte.

1) Das Rösten der Kobalterze in Flammöfen, welche gewöhnlich mit Giftfängen zur Condensation von gebildeter arseniger Säure versehen sind. (Sächsische Röstöfen mit Holzfeuerung: Taf. IX. Fig. 137, 138.) *a.* Rauhgemäuer. *b.* Abzüge. *c.* Heerd. *d.* Feuerungsraum. *e.* Rost. *f.* Aschenfall. *g.* Feuerbrücke. *h.* Gewölbe. *k.* Arbeitsthür. *m.* Füchse, durch welche die Flamme nebst den flüchtigen Röstproducten in gemeinschaftliche, um den Röstraum geführte Canäle *o* und von hier in Giftfänge gelangt.

Erzrösten.

---

[1]) *Knapp*, chem. Technologie I, 444. *Schubarth*, techn. Chem. II, 142. *Mayer*, über Smaltefabrikation. Frankfurt 1820. Smaltegewinnung in den Blaufarbenwerken des Erzgebirges, *Tomlinson* in Pharm. J. Trans. X, 503.

Seltener werden Oefen angewandt, deren Heerd von unten geheizt wird oder mit einer Muffel überdeckt ist, wobei die Flamme mit dem Erze gar nicht in Berührung kommt. Je nach ihrer Reinheit werden die aufbereiteten, und bei einem Wismuthgehalte gesaigerten, Erze aus bereits angeführten Gründen (p. 370) gewöhnlich in Posten von 3—5 Ctnr. unter öfterem Wenden entweder völlig todt- oder nicht vollständig abgeröstet. Mit einer unvollkommenen Röstung ist demnächst beim Schmelzen stets die Bildung von Speise verbunden.

Beschicken. 2) Beschicken der Kobalterze. Nach Anleitung der vorher angestellten Beschickungsproben (p. 369) wird der Kobaltschlieg oder diesen vertretende kobaltoxydhaltige Substanzen (z. B. Sumpfeschel, Heerdglas) mit zerkleintem Quarz und Potasche in hölzernen Trögen vermengt. Die Kieselerde wird in Gestalt eines reinen Quarzes oder Feuersteins angewandt, welcher in Quantitäten von 100 und mehr Centnern in freien Haufen oder Oefen mürbe gebrannt, dann in Wasser abgelöscht und unter Stempeln, deren Schuhe aus einem harten Gestein bestehen, nass gepocht wird. Das geschlämmte Quarzmehl, Sand genannt, wird getrocknet, geglüht und gesiebt. Es findet bei diesen Operationen an 30% Verlust gegen das Gewicht des rohen Quarzes statt.

Die Potasche verwendet man in gereinigtem, calcinirtem Zustande. Beigemengtes Natron und alkalische Erden ertheilen dem Smalteglase eine unerwünschte Färbung (p. 374).

Zuweilen kommt zur Beschickung noch Arsen oder arsenige Säure (p. 370), sowie auch wohl Glasscherben zur Verdünnung einer übrigens wohl angeordneten Beschickung, und Eisenoxyd nebst Ziegelmehl, wenn es auf die Erzeugung eines aufgegebenen bestimmten Musters ankommt. Bei sehr unreinen Schliegen nimmt man vor dem Beschicken des Röstgutes zuweilen eine Reinigung oder Concentration des Kobaltoxydes dadurch vor, dass man die rohen oder schwach gerösteten Schliege mit dem doppelten Gewichte Potasche und $^1/_{16}$ ihres Gewichtes Schwefel in einem thönernen Tiegel

schmilzt, wobei sich eine kobaltreiche Speise zu Boden begibt, welche von einer die Unreinigkeiten enthaltenden Schlacke bedeckt ist. Auch gibt man wohl zur Beschickung Glas und Kohlenstaub (Modum).

Smalteschmelzei

3) Schmelzen des Kobaltglases. Das Schmelzen der getrockneten und in einem Nebenofen schwach geglühten Beschickung geschieht seltener in Flammöfen (Braunlage), als in nach Art der Glasschmelzöfen construirten Gefässöfen (Taf. IX. Fig. 139, 140), nur befindet sich im Gemäuer im Niveau der Bänke vor jedem Häfen eine Oeffnung, um verzetteltes Glas aus dem Ofen zu ziehen und die am Boden der Häfen angesammelte Speise abzulassen.

a. Sohle des Ofens (Bänke). *b.* Sechs Schmelztiegel (Häfen). *c.* Zwei schräg ansteigende, aus feuerfesten Mauersteinen gebildete Roste mit den Schüröffnungen *d* und dem Flammloche *e*. *f.* Aschenfall, zu welchem von der Hüttensohle *g* ab Stufen *h* führen. *k.* Kuppel, mit einem eisernen Ring *l* umgeben und mit 6 Zuglöchern *m* versehen, welche zugleich Arbeitsöffnungen sind. *n.* Durch feuerfeste Thonplatten geschlossene Oeffnungen, durch welche die Häfen in und aus dem Ofen gebracht werden. An ihrem untern Theile befindet sich eine, gewöhnlich durch einen Thonstein geschlossen gehaltene, Oeffnung zum Ablassen der Speise etc. *o.* Ringförmige Mauer zum Schutz des Gewölbes. *p.* Mauern, zwischen denen die zum Aschenfall führenden Stufen. *q.* Elliptische Umfassungsfeuern.

Man hat bei der einfachen Schmelzarbeit nur darauf zu sehn, dass die Masse in guten Fluss kommt, wozu die Leichtschmelzigkeit des Satzes beiträgt, welchen man von Zeit zu Zeit mit eisernen Stäben umrührt. Gegen das Ende, wenn das Glas homogen wird, unterlässt man das Rühren, um das Absetzen der Speise nicht zu stören. Nach 6—8stündiger Feuerung ist das Glas gewöhnlich hinreichend dünnflüssig, um mit eisernen Kellen in kaltes Wasser zum Abschrecken geschöpft zu werden. Sind 2 gegenüberstehende Häfen geleert, so schliesst man die Oeff-

nungen wieder eine Zeit lang, um den Ofen in Gluth zu erhalten.

Ein Hafen fasst etwa 3 Ctnr. Beschickung und 8 Häfen liefern in 24 Stunden etwa 19 Ctnr. Glas und 1/4 bis 3/4 Ctnr. Speise (Bd. I. p. 249), welche durch eine verschliessbare Oeffnung über dem Boden der Häfen abgelassen wird. Von 100 Beschickung erfolgen 88—90% Glas, der Verlust rührt grösstentheils von Feuchtigkeit und Kohlensäure der Potasche her.

erung malteses.

4) Zerkleinerung des Glases. Das durch die rasche Abkühlung mürbe gemachte Glas wird gepocht oder zerquetscht, gesiebt, dann zwischen harten Steinen nass gemahlen, die Trübe zunächst in gewöhnlich 2 Untersatzfässer geleitet, wo sich das Gröbste absetzt und von da in die eigentlichen Schlämmbottige (Waschfässer) übergefüllt.

Im ersten Waschfasse bleibt die Trübe nur wenige Minuten in Ruhe, dann schöpft man sie in das 2., 3. und 4. Waschfass über. Im 2. bleibt sie auch nur einige Minuten, im 3. etwa 1/4 Stunde, und aus dem 4. wird sie durch Hähne in die unter der Hüttensohle liegenden Eschelsümpfe geleitet, wo sie bis zum völligen Absetzen der festen Theile in Ruhe bleibt. Der Absatz aus dem 2. und 3. Waschfasse liefert die verkäufliche Smalte, wovon man die dunkelste Sorte Königsblau, Azurblau nennt; der gröbere Bodensatz aus dem ersten Fasse wird unter dem Namen Streublau nur in geringer Menge verkauft, grösstentheils nochmals gemahlen und geschlämmt. Das 4. Waschfass liefert den verkäuflichen hellblauen Fasseschel. Der Niederschlag aus den Sümpfen, Sumpfeschel, wird wegen seiner lichten Farbe selten verkauft und kommt gewöhnlich wieder zur Beschickung. [1])

Die rein gewaschenen nassen Farben werden aus den Fässern ausgestochen oder durch maschinelle Vorrichtungen hebelartig weggenommen, durch feine Siebe gerieben

---

[1]) *Schreiber*, über eine Vorrichtung zum Separiren von Escheln. *Karst.* Arch. 2. R. XIV. 123.

ıd in mässig geheizten Zimmern oder sonstigen Vor-
:htungen zum Trocknen und zum Verpacken aufbewahrt.

§. 138. Beispiele für die Smaltebereitung.

1) Zu Modum [1]) in Norwegen verarbeitet man die Modum.
ıeis- und Glanzkobalte von Skutterud. Man röstet auf
m 12' langen und 15' breiten Heerd eines Flammofens,
ıer dessen Mitte sich in 18 Zoll Entfernung das Gewölbe
findet, 100 Ctnr. Schlieg in durchschnittlich 16 Stunden
i einem Aufwand von 30—38 Klaftern Fichtenholz à
4 Cubikfuss ab. Je nachdem die Schliege Eisen oder Ku-
er enthalten oder nicht, werden sie separirt und der
ıbaltoxydgehalt jeder Sorte durch Nummern ausge-
ückt. Der Röstverlust beträgt bei den verschiedenen
hliegsorten 15—35 % und man kann aus der Grösse
sselben auf den Kobaltgehalt schliessen.

Man unterscheidet: Reicherzschlieg Nr. 1, 2, 3, 4,
ɜist von Stufferzen erfolgt, ordinäres Erz oder Malm-
hlieg Nr. 1—4, Guulerzschlieg Nr. 1—4, besonders
ıenkieshaltig, ordinären Erzschlieg Nr. 1—4 kupfer-
ltig, und Reicherzschlieg Nr. 1—4 kupferhaltig. Da
ın die ordinären Schliege todtröstet, so sind die kupfer-
ltigen ordinären Schliege reicher, als die ordinären
·zschliege, und die kupferhaltigen Reicherzschliege und
ıulerzschliege sind nach den Reicherzschliegen die
ichsten.

Sollen recht tiefblaue Gläser erzeugt werden, so wird
ne Concentration des Kobaltoxydes im Schlieg
ırgenommen. Man röstet ordinäre und kupferhaltige
rzschliege ungleich schwächer, als gewöhnlich, beschickt
eselben mit Glasscherben, Kohlenstaub und Potasche
ıd schmilzt die Beschickung im gewöhnlichen Smalte-
en. Nach dem Einschmelzen schöpft man zu verschie-
ːnen Malen die Schlacken theilweise ab und setzt fri-
hen Schlieg nach, bis der sich bildende Metallregulus
e gewünschte Grösse erreicht hat.

---

[1]) *Böbert* in *Karst.* Archiv. 1 R. XXI. 207.

Bei diesem Prozesse bildet das Eisen- und Kupferoxyd mit dem Glase eine leichtflüssige Schlacke, während das durch Kohle reducirte Kobalt mit dem Arsen in Verbindung zu Boden geht. Bei zu weit getriebener Röstung, wenn es an Arsen fehlt, oder bei Mangel an Reductionsmitteln wird auch Kobaltoxyd verschlackt. Blau gefärbte Schlacken pflegt man einem Smalteglase von geringer Beschaffenheit zuzusetzen. Der arsenhaltige Kobaltkönig wird zerkleint und todtgeröstet.

Die nach Anleitung vorher angestellter Beschickungsproben ohne einen Arsenzusatz angefertigte Beschickung wird in 7 Häfen des Schmelzofens (Taf. IX. Fig. 139, 140) in 6—8 Stunden zum vollständigen Fluss gebracht, sodann die Speise abgelassen und das Glas in Wasser geschöpft. Von 100 Theilen Beschickung erfolgen 88—90 % Glas. Die Zerkleinerung des Glases geschieht auf die angeführte Weise (pag. 380).

Man fabricirt 6 Sorten Smalte und 6 Sorten Eschel.

Hasserode am Harze.

2) Zu Hasserode am Harze werden aus Sachsen und aus dem Siegenschen bezogene Kobaltschliege in Quantitäten von 3—5 Ctnr. in einem Calcinirofen, dessen Heerd aus 1/4 Zoll starken Eisenblechen besteht, abgeröstet, das Röstgut mit Potasche, Quarz und Arsenmehl in einem Flammofen mit ansteigendem Heerde von 11 Fuss Länge und 4 Fuss Breite geschmolzen. Die Feuerung geschieht von zwei Seiten mit gedarrtem Holze etwa 4 Stunden lang, wobei man öfters umrührt, nicht aber gegen das Ende, wo man die Hitze verstärkt. Das flüssige Glas wird mit Kellen in einen zweckmässig eingerichteten, mit kaltem Wasser gefüllten Bottich eingeschöpft, unter Stempeln von Granit bei einer Pochsohle aus gleichem Material trocken gepocht und durch einen Rätter geworfen. Das Grobe, auf dem Rätter Zurückbleibende wird nochmals gepocht, das Feine kommt mit Wasser auf Granitmühlen, um von hier aus dem Schlämm- und Waschprozess übergeben zu werden. In dem ersten Fasse setzt sich der Streusand ab, welcher wieder zum Glasschmelzen kommt, in dem folgenden Fasse die tiefste blaue Farbe und in zwei andern verkäufliche Eschelsorten,

von denen 6 Sorten erfolgen. Die aus den Fässern ausgestochene, in Trockengefässen getrocknete Smalte wird noch gesiebt.

§. 139. Bereitung von Safflor (Zaffer) [1], S. Man versteht unter Safflor ein gemahlenes und geschlämmtes Gemenge von geröstetem Kobaltschlieg mit einer bestimmten Menge Quarz, welches als solches in den Handel geht und beim Schmelzen mit der gehörigen Menge Potasche den Farbenton liefert, mit dem der Zaffer bei der Sendung bezeichnet ist. Derselbe wird, ausser von den Töpfern zur Glasur, von solchen Blaufarbenwerken benutzt, deren Schliege zur Erzeugung hoher Farben zu arm sind, mit Zaffer versetzt, diese aber liefern.

Allgemein

[1]) *Erdm.* J. f. pr. Ch. XIII, 385. — *Lampad.* Fortschr. 1839. p. 254. *Erdm.* J. f. ök. u. techn. Ch. XVI, 133.

XV. Mangan.

[Margin: ...ganerze.] §. 140. Manganerze. Zu den nutzbaren Manganerzen sind zu rechnen:

Pyrolusit (Weichmanganerz) $\ddot{Mn}$, enthält öfters geringe Mengen von $\dot{Ba}$, $\dddot{Si}$ und $\dot{H}$ und gibt bis 18,3 % Sauerstoff ab.

Braunit $\dddot{\overline{Mn}}$, ebenfalls öfters kleine Mengen $\dot{Ba}$, $\dddot{Si}$ und $\dot{H}$ enthaltend und 10,0 Sauerstoff abgebend.

Manganit (Graubraunsteinerz, Glanzmanganerz) $\dddot{\overline{Mn}}\dot{H}$, gibt 9,0 Sauerstoff ab.

Varvicit $\ddot{Mn} + \dddot{\overline{Mn}}\dot{H}$ gibt 13,8 O ab.

Hausmannit $\dot{Mn}\,\dddot{\overline{Mn}}$, zuweilen geringe Mengen $\dot{Ba}$, $\dddot{Si}$ und $\dot{H}$ enthaltend und 6,8 O abgebend.

Psilomelan $\ddot{Mn}$, $\dot{Ba}$ oder $\dot{K}$ und $\dot{H}$ in variabeln Mengen und gewöhnlich geringe Mengen von $\dddot{Si}$, $\dddot{\overline{Fe}}$, $\dot{Cu}$, $\dot{Ca}$, $\dot{Mg}$, $\dot{Na}$ enthaltend.

[Margin: ...anproben.] §. 141. Manganproben. Die Darstellung des metallischen Mangans ist weder Gegenstand der Probir-, noch der Hüttenkunde, sondern es gründet sich die Anwendung der Manganfossilien in der Technik auf ihre Fähigkeit beim Glühen ($3\,\ddot{Mn} = \dddot{\overline{Mn}}\,\dot{Mn} + 2\,O = 12,2$ % O) oder Behandeln mit Säuren ($\ddot{Mn} + \dddot{S}\,\dot{H} = \dot{Mn}\,\dddot{S} + \dot{H} + O = 18,3$ % O) Sauerstoff abzugeben und beim

geeigneten Zusammenbringen mit chlorhaltigen Körpern, (Kochsalz, Salzsäure) aus denselben Chlor zu entbinden ($\ddot{M}n + 2\,Cl\,H = Mn\,Cl + 2\,\dot{H} + Cl = 79{,}2\,\%\,Cl$ — $\ddot{M}n + Na\,Cl + 2\,\dddot{S}\,\dot{H} = \dot{M}n\,\dddot{S} + \dot{N}a\,\dddot{S} + 2\,\dot{H} + Cl = 79{,}2\,\%\,Cl$).

Der Handelswerth einer gut getrockneten Braunsteinsorte hängt ab:

Handelswerth der Manganerze.

1) Von der Menge ausserhalb des $\dot{M}n$ vorhandenen Sauerstoffs oder Chlors, welche sie zu entwickeln vermag. Man bestimmt bei einer desfallsigen Untersuchung welche nur auf nassem Wege geschehen kann, meist die Chlormenge, aus welcher nach stöchiometrischen Grundsätzen die Sauerstoffmenge berechnet werden kann, welche beim Behandeln des Braunsteins mit Schwefelsäure erfolgen würde. (Atomgewicht des Chlors = 35,5 und des O = 8). Auch wird wohl der Gehalt eines Manganerzes an Superoxyd bestimmt und daraus durch Berechnung das Weitere abgeleitet.

2) Von den Beimengungen an in Säure löslichen Substanzen ($\dot{C}a\ddot{C}$, $\dot{B}a\,\ddot{C}$, $\bar{F}e$ etc.), welche bei der Benutzung des Braunsteins im Grossen zur Chlorentwicklung einen Theil Säure sättigen, ohne Chlor zu liefern. Auch können zwei verschiedene, von jenen Beimengungen freie Braunsteinsorten behuf Entwicklung derselben Menge Chlor verschiedene Quantitäten Säure erfordern, z. B. $\ddot{M}n$ und $\ddot{\bar{M}}n$ und dadurch ungleichen Werth erhalten. Letzteres erfordert zur Bildung von Mn Cl zweimal so viel Salzsäure, als ersteres. Durch unzersetzbare Gangarten (Schwerspath, Quarz etc.) wird der Preis durch den Raum und das Gewicht, die sie auf dem Transport und im Entwickelungsgefässe nutzlos einnehmen, verringert.

3) Von dem Wassergehalte, welcher bisweilen nach *de Vry*[1]) 15 % beträgt.

Die richtigste Temperatur zum Trocknen ist nach

---

[1]) *Liebig's* Jahresber. 1847/8. p. 965.

Fresenius[1]) die von 120° C., weil dabei alles hygroskopische Wasser, aber kein Hydratwasser, weggeht. Für den Handel genügt es und ist bequemer, die Trocknung des höchst fein gepulverten Braunsteines 6 Stunden lang in dünner Schicht bei 100° C. vorzunehmen. Da die bei letzterer Temperatur getrockneten Braunsteine nach vollständigem Trocknen bei 120° C. noch 0,3—0,5 % Feuchtigkeit abgeben, so lässt sich nöthigenfalls der eine Zustand auf den anderen reduciren.

Nachstehende Braunsteinproben kommen in Anwendung:

…nstein-…oben.

I. Prüfung des Braunsteins auf seinen Gehalt an verwendbarem Sauerstoff.

A. Titrirmethoden, welche auf Oxydation und Reduction beruhen.

…ng's …thode.

1) Nach *Streng*[2]) wird der pulverisirte Braunstein aus einer Bürette mit einer überschüssigen Menge Zinnchlorür übergossen und mit Salzsäure erhitzt, wobei folgender Vorgang stattfindet: $\dot{S}n + \ddot{M}n = \ddot{S}n + \dot{M}n$.

Die Lösung wird hierauf wie bei der Bleiprobe (Bd. II. p. 12) angegeben, mit Jodkalium und Stärkelösung versetzt und mittelst einer titrirten Chromlösung weiter behandelt.

Man findet alsdann den Gehalt an $\ddot{M}n$ = x nach folgender Formel (Bd. II. p. 12):

$$x = \frac{\ddot{M}n \,.\, 100 \,.\, 100 \,.\, c}{83{,}2 \,.\, Sn \,.\, A.} \left(\frac{G \,.\, C}{g} - K \right)$$

Nach *Mohr*[3]) tritt dem Gelingen dieses Verfahrens der nie fehlende Gehalt des Braunsteins an Eisenoxyd entgegen.

Anstatt des Zinnchlorürs und des sauren chromsauren Kali kann man nach *Margueritte*, *Pelouze*, *Schwarz*[4]) u. A.

---

[1]) *Dingl.*, CXXXV, 277. Polyt. Centr. 1855. p. 693, 746.
[2]) *Pogg.* Ann. XCII, 71.
[3]) Ann. d. Ch. u. Pharm. XCIII, 60.
[4]) *Schwarz*, Maassanalysen. 2. Auflage. p. 53.

Eisenchlorür und Chamäleonlösung, nach *Levol* [1]) Eisenchlorür und chlorsaures Kali, nach *Hempel* [2]) Kleesäure und Chamäleonlösung, nach *Schabus* [3]) Eisenchlorür und chromsaures Kali, nach *Müller* [4]) Zinnchlorür und Eisenchlorid, nach *Price* [5]) arsenige Säure und Chamäleonlösung anwenden.

Von diesen Methoden verdienen die mittelst Zinnchlorür und Chromlösung, sowie mittelst Eisenchlorür, Kleesäure und Chamäleonlösung den Vorzug.

Bunsen's Methode.

2) Nach *Bunsen's* Methode [7]) wird der Braunstein mit Salzsäure in einer Retorte erhitzt und das entweichende Chlor in eine Jodkaliumlösung geleitet, aus welcher durch das Chlor eine äquivalente Menge Jod ausgeschieden wird. Diese wird alsdann durch eine überschüssige, titrirte Lösung von $\ddot{S}$ in Wasser bestimmt, wobei folgende Reaction stattfindet: $I + \ddot{S} + \dot{H} = \dddot{S} + HI$, deren Ende sich durch das Verschwinden der braunen Farbe der Lösung zu erkennen gibt.

Um die überschüssig zugesetzte Menge $\ddot{S}$ zu bestimmen, versetzt man die Lösung mit Stärkekleister und einer titrirten Lösung von Jod in Jodkalium bis zum Eintritt einer blauen Färbung der Stärke von freiem Jod. Der Procentgehalt an $\ddot{Mn} = x$ ergibt sich nach der Formel: $x = \frac{100 . \ddot{Mn} . a}{A . J}\left(nt - t'\right)$, worin bedeutet: a den Gehalt eines Cub. Cent. an reinem Jod, t die Anzahl der Cubic Cent. der verbrauchten Jodlösung, $\ddot{Mn}$ und J die betreffenden Atomgewichte, A die angewandte Menge der zu

---

1) *Dingl.*, LXXXV, 299. — *Bodem.*, Probirk. 1845, p. 309. — *Schwarz*, Maassanalysen. p. 52.

2) *Liebig's* Jahresber. 1853. p. 627.

3) B. u. h. Ztg. 1852. p. 769.

4) Ann. d. Ch. u. Pharm. LXXX, 98. Polyt. Centr. 1852. p. 312.

5) *Erdm.*, J. f. pr. Ch. LX, 471, 472. — *Dingl.*, CXXXI, 34.

7) Ann. d. Chem. u. Pharm. LXXXVI, 265. LXXXVII, 257. — *Liebig's* Jahresber. 1853. p. 619.

untersuchenden Substanz, n die Anzahl der Maassflaschen mit schwefligsaurem Wasser, t' die Anzahl der Cub. Cent Jodlösung, welche zur Sättigung der überschüssigen schwefligen Säure nöthig waren. Dieses Verfahren ist sehr genau.

Man kann auch das entwickelte Chlor in eine Kalilösung oder in Kalkmilch leiten und dessen Menge nach *Gay-Lussac* [1]) durch eine titrirte Lösung von arseniger Säure bei Zusatz einiger Tropfen Indigolösung bestimmen. Bei diesem Verfahren ist die Beurtheilung des Endes der Reaction unsicher, welchen Uebelstand *Penot* [2]) durch Hervorrufung einer charakteristischen Jodreaction am Ende des Prozesses beseitigt hat. *Ettling* [3]) misst das entwickelte Chlorgas.

B. Sonstige Methoden.

ntscher's ıthode.

1) *Fikentscher's* Verfahren [4]). Man übergiesst 1 Ctnr. möglichst fein geriebenen Braunstein in einem Kolben mit Wasser, setzt dazu 4—6 Ctnr. dünne, spiralförmig gebogene Kupferblechstreifen und unter stetem Schütteln und Kühlerhalten des Kolbens durch Eintauchen in kaltes Wasser nach und nach tropfenweise reine Salzsäure, bis das Erz grösstentheils aufgelöst ist (nach 10—20 Minuten). Dabei darf das Kupfer nicht aus der Flüssigkeit herausragen und bei etwaiger Entstehung eines Chlorgeruchs muss die Flüssigkeit mit kaltem luftfreien Wasser verdünnt werden. Durch Einwirkung der Salzsäure auf den Braunstein entwickelt sich Chlorgas, welches ans Kupfer tritt und damit ein Gemenge von in Salzsäure löslichem Kupferchlorür und Kupferchlorid bildet.

Um das Chlor als Chlorür in Rechnung bringen zu können, wird die Lösung so lange (etwa 20—40 Min.) gekocht, bis deren braune Farbe in Hellgelb übergeht,

---

1) Ann. d. Chem. u. Pharm. XVIII. 18.

2) *Dingl.*, CXXVII, 134. CXXIX, 51, Ann. d. Ch. u. Pharm XCIII, 65.

3) Ann. d. Chem. u. Pharm. XLIII, 185. B. u. h. Ztg. 1842, p. 854

4) *Erdm.*, J. f. p. Ch. XVIII, 160, 173. — *Bodem.*, Probirk. 1845 p. 303. B. u. h. Ztg. 1853. p. 149.

wobei vorhandenes Kupferchlorid durch das metallische Kupfer in Chlorür verwandelt und der noch ungelöste Braunstein in Lösung gebracht wird. Das Kupfer muss sich dabei immer unter dem Niveau der Flüssigkeit befinden, weshalb nöthigenfalls von Zeit zu Zeit Salzsäure nachzugiessen ist.

Hierauf giesst man die Flüssigkeit vom Kupfer ab, spült dasselbe von anhaftendem Kupferchlorür rein, wischt es mittelst weicher Leinwand ab und trocknet es bei 120 bis 125° C. Aus dem Gewichtsverlust des als Chlorür aufgelösten Kupfers lässt sich die mittelst des Braunsteins darstellbare Chlormenge berechnen, indem sich 100 Theile Kupfer mit 55,93 Theilen Chlor zu Kupferchlorür verbinden.

Ein Eisenoxydgehalt des Braunsteins veranlasst eine Eisenchloridbildung und in Folge dessen eine Auflösung des Kupfers. Man muss in solchen Fällen durch einen Gegenversuch die Menge des Eisenoxydes in Rechnung ziehen. Man kocht das Erz in Salzsäure ohne Kupferstreifen so lange, bis sich kein Chlor mehr entwickelt. Die dabei erhaltene Lösung von Manganchlorür und Eisenchlorid wird mit Kupfer versehen und bis zum Entfärben gekocht, wobei unter Bildung von Eisenchlorür und Kupferchlorür Kupfer aufgelöst wird. Dieser durch Eisenoxyd herbeigeführte Kupferverlust wird von dem bei der Hauptprobe erhaltenen abgezogen.

Methode von Fresenius und Will.

2) *Fresenius* und *Wills* [1]) Methode beruht auf der schon von *Berthier* [2]) benutzten Thatsache, dass Braunstein, mit Kleesäure und Schwefelsäure behandelt, eine Umwandlung der Kleesäure in Kohlensäure veranlasst.

$$\ddot{Mn} + \bar{C} + \bar{S} = 2\ddot{C} + \dot{Mn}\bar{S}.$$

Man bringt eine gewogene Menge feingeriebenen Braunstein mit $2\frac{1}{2}$ Thln. geriebenen, kohlesäurefreien, neutralen kleesauren Kali oder 2 Thln. neutralen kleesauren Natron

[1]) *Fresenius* u. *Will*, neues Verfahren zur Prüfung der Potasche, der Soda etc. Heidelberg 1843. — *Dingl.*, XCIX, 130.

[2]) *Berthier*, Handb. d. met. analyt. Chem. Uebersetzt von *Kersten*. 1836. II. 186.

mit Wasser in einen Kolben, welcher mittelst einer Glasröhre mit einem zweiten, Schwefelsäure enthaltenden Kolben zweckentsprechend verbunden ist. Nachdem der Apparat tarirt, saugt man Schwefelsäure in den ersten Kolben über, worauf die Kohlensäureentwickelung beginnt.

Aus dem Gewichtsverlust erfährt man die Menge der entwichenen Kohlensäure = m, und es ergibt sich daraus die im Manganerze enthaltene Menge $\ddot{M}n$ = x nach der Proportion 2 $\ddot{C}$: $\ddot{M}n$ = m : x.

Enthält das Manganerz kohlensaure Erden, so müssen dieselben vor der Hauptuntersuchung durch sehr verdünnte Salpetersäure zerlegt werden.

Mohr [1]) hat dieses Verfahren vereinfacht. Man bringt in ein mit einem langen Halse versehenes Fläschchen, welches 3 Grm. feingeriebenen Braunstein, etwas Wasser und Schwefelsäure enthält, nebst einem Schälchen mit 8—9 Grm. krystallisirter Oxalsäure auf die Wagschale, tarirt und thut dann die Kleesäure ins Fläschchen, wobei unter öfterem Umschütteln die entwickelte Kohlensäure entweicht. Damit kein Wasser mit fortgerissen wird, ist das Fläschchen mit einem Stöpsel versehen, in welchem sich ein kleines Chlorcalciumrohr befindet, welches vorher mit gewogen ist. Auch enthält der Stöpsel noch eine in die Flüssigkeit tauchende Glasröhre, durch welche die Kohlensäure vollständig aus dem Glase gesogen werden kann. Der Gewichtsverlust an Kohlensäure entspricht dem Gehalte an Superoxyd, indem das Aequivalentgewicht des Mangansuperoxydes dem Gewichte zweier Aeq. Kohlensäure nahe gleich ist.

3) Nach *Otto* [2]) übergiesst man 1 Ctnr. Braunstein in einem Digerirglase mit 8—12 Ctnr. starker Salzsäure und 4 Ctnr. Wasser und setzt von einer abgewogenen Menge Eisenvitriol (6,33 Ct.) anfangs in grössern, dann in kleinern Mengen so lange zu, bis eine mittelst eines Glas-

[1]) *Graham Otto's* ausführliches Lehrbuch d. Chem. II. Bd. 2. Abth. p. 692. (1854). — *Bodem.*, Probirk. 1845. p. 308.
[2]) *Graham Otto's* Chem. 1854. Bd. II. Abth. 2. p. 696.



stabes herausgenommene Probe der zuletzt erwärmten Flüssigkeit eben anfängt, mit einem Tropfen rothen Blutlaugensalz einen blauen Niederschlag zu geben, wo dann alles Eisenoxydul in Oxyd verwandelt und ein wenig Eisenvitriol überschüssig ist. Durch Wägen des rückständigen Eisenvitriols erfährt man, wie viel davon höher oxydirt worden. Da nun 1 Aeq. $\ddot{Mn}$ (44) 1 Aeq. Cl (35,5) frei machen kann und letzteres im Stande ist, durch Wasserzerlegung 2 Aeq. krystallisirten Eisenvitriol (278) in schwefelsaures Eisenoxyd umzuwandeln ($2\,\dot{Fe} + 2\,Cl + \dot{H} = \bar{Fe} + 2\,Cl\,H$), so ergibt sich die Menge des in dem Manganerze enthaltenen $\ddot{Mn}$ aus dem verbrauchten Eisenvitriolquantum = m nach der Proportion 278 : 44 = m : x. Dieses Verfahren ist mit dem Uebelstand behaftet, dass sich aus der Flüssigkeit Chlor entwickeln kann, wenn man zu wenig oder zu langsam Eisenvitriol zusetzt, und es entsteht leicht die Gefahr eines zu grossen Zusatzes von letzterem. Bei gehöriger Aufmerksamkeit erhält man jedoch gute Resultate und ein Eisenoxydgehalt wirkt dabei nicht hindernd, wie bei *Fikentscher's* Verfahren.

II. Prüfung des Braunsteins mit gleichzeitiger Berücksichtigung des Säurequantums, welches zu seiner vollständigen Zersetzung erforderlich ist.[1])

Je mehr kohlensaure Salze und Eisenoxyd (p. 389) ein Manganerz bei gleicher Chlorentwickelungsfähigkeit enthält, um so geringer ist sein Handelswerth.

Ermittelung des Gehalt an kohlen sauren Salz

1) Den Gehalt an kohlensauren Salzen ermittelt man durch Behandeln der Probe mit Essigsäure oder verdünnter Salpetersäure aus dem Verlust, welcher sich durch Wägen des Rückstandes ergibt. 100 kohlensaure Kalkerde sättigen 205 Salzsäure von 1,17 spec. Gewicht ohne Wirkung für die Chlorentwickelung.

Ermittelun der erforde lichen Säu menge.

2) Die ganze Menge des zur Zerlegung eines Manganerzes erforderlichen Säurequantums findet man auf die Weise, dass man dasselbe durch eine überschüssige Menge

---

[1]) *Dingl.* XC, 222. B. u. h. Ztg. 1842. p. 855.

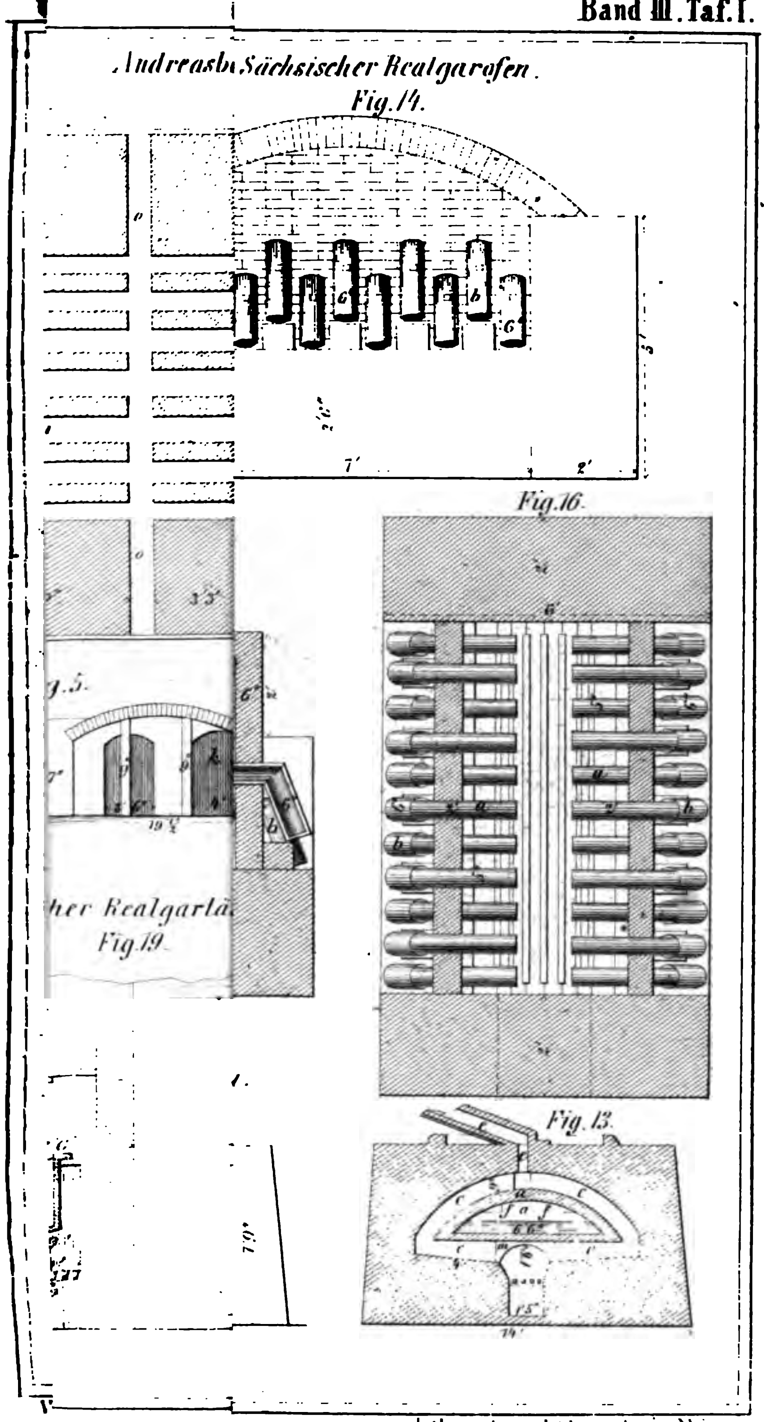
Salzsäure von bestimmter Stärke zersetzt und dabei die gasförmigen Producte behuf Absorption des salzsauren Gases in Wasser leitet. Das saure Wasser wird alsdann zu dem Rückstande gethan, ein gewogenes Stückchen reiner Marmor hinzugesetzt, mittelst dessen man sich die freie Säure neutralisiren lässt. Der ungelöste Marmor wird abgewaschen, getrocknet, gewogen und aus dem Gewichtsverlust die Menge der überschüssig zugefügten Säure gefunden. 100 Marmor sättigen 70,5 trockne Salzsäure oder 205 Salzsäure von 1,17 sp. Gewicht. 1 Kilogr. reiner Braunstein liefert 810,9 Gramm oder 255 Liter Chlorgas mit 1667,5 Grm. wasserfreier oder 5503,2 Grm. Salzsäure von 1,15 spec. Gewicht. [1])

Allgemeines.

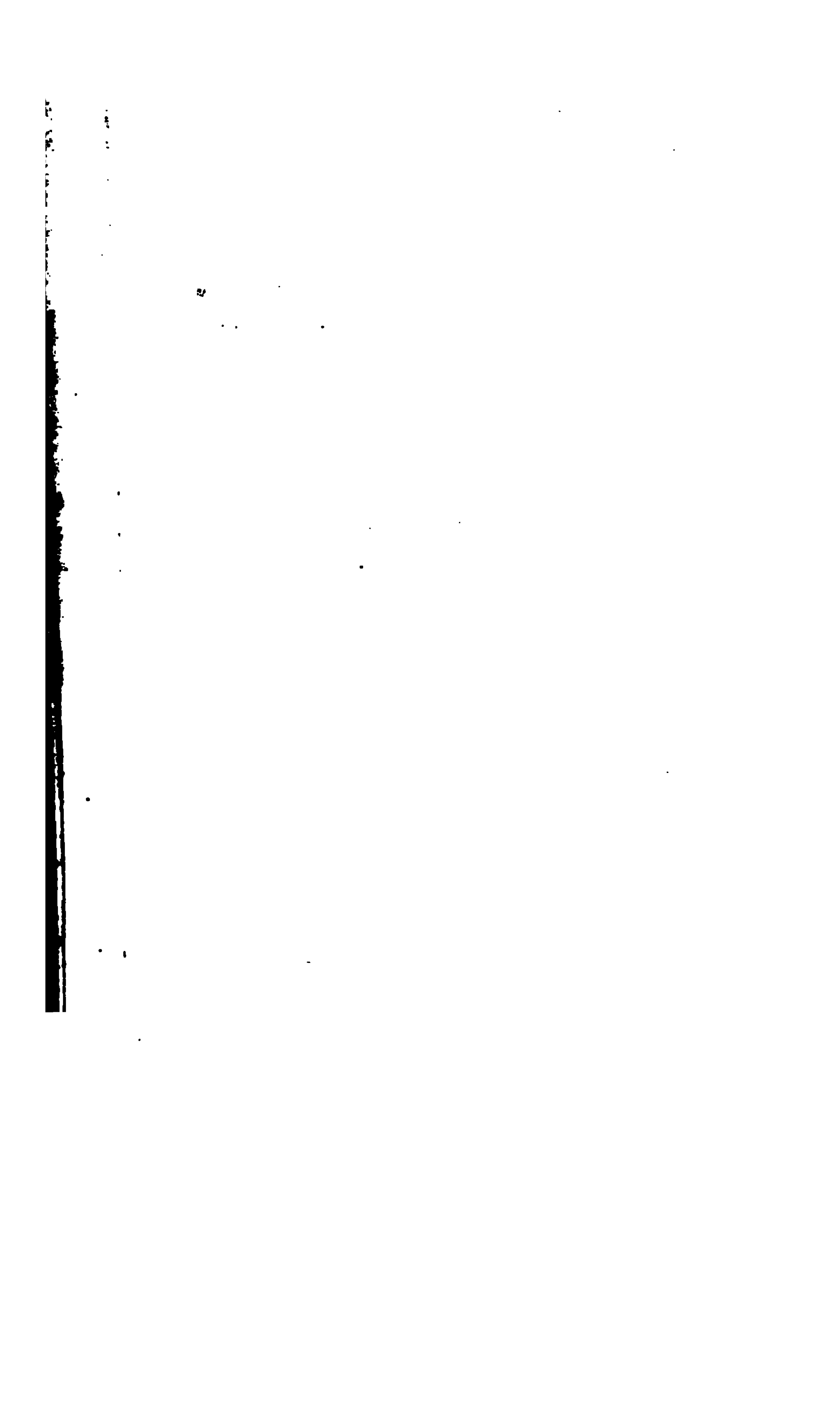
§. 142. Anwendung der Manganerze. Wenngleich die Darstellung des metallischen Mangans nicht Gegenstand der Hüttenkunde ist, sondern dessen Erze direct eine technische Anwendung finden (z. B. zur Chlorkalkfabrikation, in den Bleichereien), so interessirt doch nicht selten den Hüttenmann ein Mangangehalt der von ihm verarbeiteten Erze, welcher z. B. zur Erzeugung eines bestimmten Schmelzproductes (Spiegeleisen), bei der Schlakkenbildung (Bd. 1. p. 286) etc. von wesentlichem Einflusse sein kann.

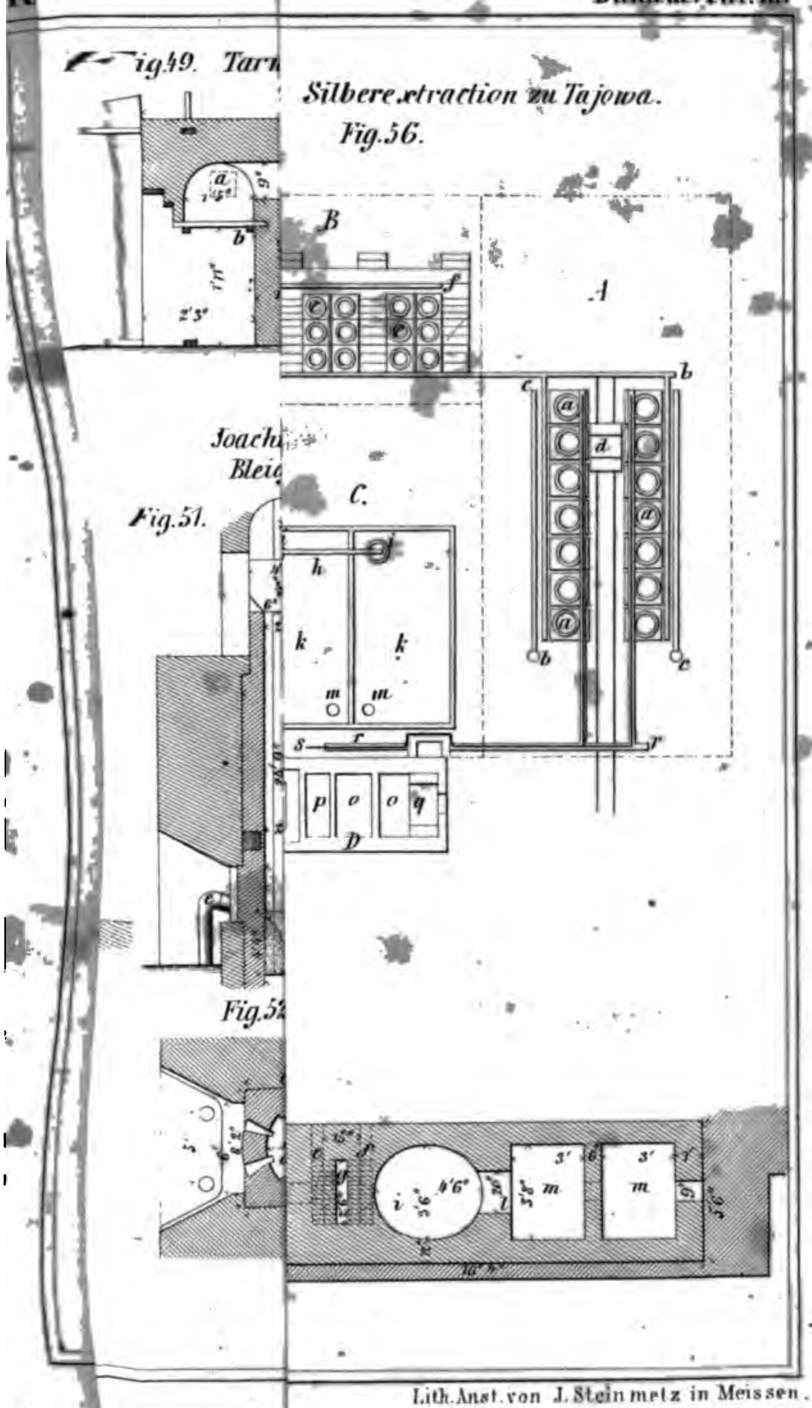
[1]) B. u. h. Ztg. 1842. p. 855.

Druck von A. Th. Engelhardt in Leipzig.



Lith. Anst. von J. Steinmetz in Meissen





Lith. Anst. von J. Steinmetz in Meissen.



Bruno Kerl,

Handbuch der metallurgischen Hüttenkunde.

Dritter Band. Zweite Abtheilung.



Handbuch

der

metallurgischen Hüttenkunde

zum

Gebrauche bei Vorlesungen und zum Selbststudium.

Bearbeitet

von

BRUNO KERL,

Königl. Hannov. Hüttenmeister und Lehrer der Hüttenkunde und Probirkunst an der Königl. Bergschule zu Clausthal.

In drei Bänden.

Dritter Band. Zweite Abtheilung.

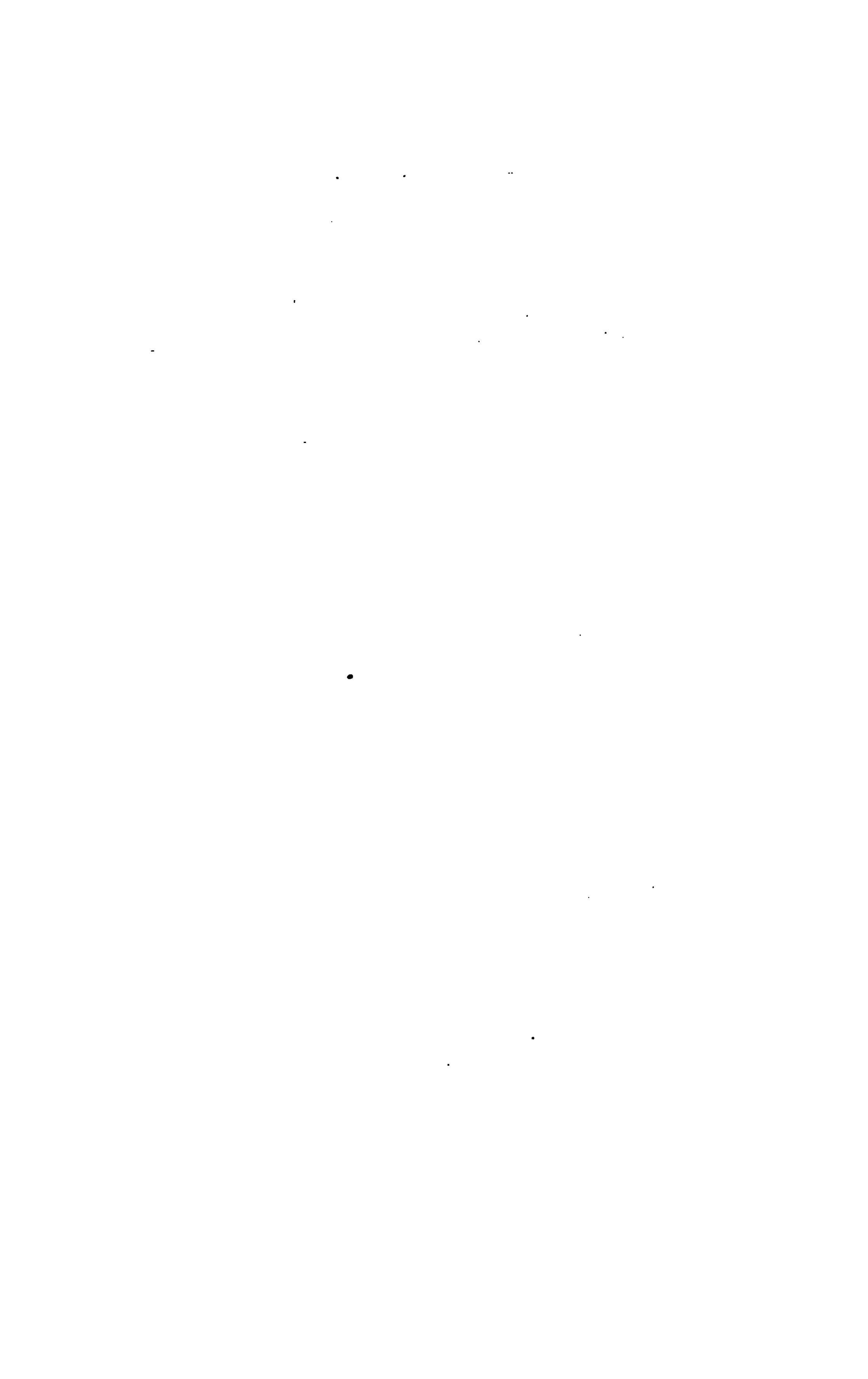
Mit 6 lithographirten Tafeln.

Freiberg,

Verlag von J. G. Engelhardt.

—

1855.



Inhaltsverzeichniss

der

weiten Abtheilung des dritten Bandes.

I. Abtheilung,

Roheisenerzeugung.

I. Abschnitt.

Ausschmelzen von Roheisen aus Eisenerzen.

Erstes Kapitel.

Schmelzmaterialien.

A. Eisenerze.

Zweites Kapitel.

Schmelzvorrichtungen.

Seite

Drittes Kapitel.

Arbeiten vor dem Schmelzen.

Viertes Kapitel.

Eisenhohofenbetrieb.

Seite

II. Abschnitt.

Umschmelzen des Roheisens.

Erstes Kapitel.

Schmelzmaterialien.

Zweites Kapitel.

Schmelzvorrichtungen.

Drittes Kapitel.

III. Abschnitt.

Giesserei und Förmerei.

Erstes Kapitel.

Materialien zur Förmerei.

Zweites Kapitel.

Formmethoden.

Drittes Kapitel.

Veredlung der Gusswaaren.

II. Abtheilung.

Stabeisenerzeugung.

I. Abschnitt.

Darstellung des Stabeisens aus Erzen. (Rennarbeit.)

Erstes Kapitel.

Rennarbeit in Schachtöfen.

Zweites Kapitel.

Rennarbeit in Heerden.

II. Abschnitt.

Darstellung des Stabeisens aus Roheisen.

Seite

Erster Theil.

Heerdfrischen.

Erstes Kapitel.

Frischmaterialien.

Zweites Kapitel.

Frischvorrichtungen und Geräthschaften.

Drittes Kapitel.

Frischmethoden.

I. Verfrischen des Roheisens mit einmaligem Einschmelzen.

Zweiter Theil.

Flammofenfrischen (Puddeln).

Erstes Kapitel.

Puddelmaterialien.

Zweites Kapitel.

Vorrichtungen und Geräthschaften.

Repertorium der Figurentafeln.

Taf. IV. Fig. 57—76.

Taf. V. Fig. 77—88.

Taf. VI. Fig. 89—104.

Taf. VII. Fig. 105—115.

Taf. VIII. Fig. 116—126.

Taf. IX. Fig. 127—140.

XVI. Eisen.

§. 1. Umfang der Eisenhüttenkunde. Dieser Zweig der Metallurgie ist sehr umfangreich, weil das Eisen, als eins der ausgebreitetsten und unentbehrlichsten Metalle, mit Kohlenstoff in Verbindung, einen mehrfachen Zustand annehmen kann, in welchem dasselbe technische Anwendung findet, nämlich als:

Umfang.

I. Roheisen, Gusseisen, ein unstreckbares, unschweissbares, in starker Hitze tropfbarflüssiges, kohlenstoffreiches Eisen, wie es gewöhnlich beim Ausschmelzen aus den Erzen resultirt.

II. Stab- oder Schmiedeeisen, ein streckbares, schweissbares, weiches und nur bei den höchsten Temperaturen schmelzendes, kohlenstoffarmes Eisen, welches gewöhnlich aus Roheisen dargestellt wird, aber auch direct aus Erzen erzeugt werden kann.

III. Stahl, ein Eisen von mittlerem Kohlenstoffgehalt, streckbar, schweissbar, schmelzbarer als Stabeisen und sehr hart, sowohl aus Roheisen als auch mittelst Stabeisens darstellbar.

Nach diesen drei Zuständen zerfällt die Eisenhüttenkunde in die Darstellung des Roheisens, des Stabeisens und des Stahls, und ihr Umfang wird wohl noch dadurch vergrössert, dass man die Veredlungs- und Verfeinerungsarbeiten, womit sich eigentlich die Eisenfabrikenkunde beschäftigt, mit in ihr Gebiet hineinzieht, z. B. die Blech- und Drahtfabrikation, die Förmerei und Giesserei etc.

Es soll im Nachstehenden hauptsächlich die Eisenhüttenkunde, als sich mit der Darstellung des Roheisens, Stabeisens und Stahls beschäftigend, unter Zuziehung der wichtigsten Kapitel aus der Eisenbergbaukunst und Eisenfabrikenkunde, abgehandelt werden.

Literatur.

Zum Studium der Eisenhüttenkunde empfehlen sich nachstehende neuere Werke:

Karsten, Handbuch der Eisenhüttenkunde. 5 Bände nebst Atlas. 5. Aufl. Berlin 1841.

Le Blanc u. *Walter*, praktische Eisenhüttenkunde, deutsch bearbeitet von *C. Hartmann.* 2 Bde. u. 3 Supplem. mit Atlas. Weimar 1837—1841. — Fortsetzung unter dem Titel: Praktische Eisenhüttenkunde von *C. Hartmann.* 3r u. 4r Band. Weimar 1843—1846.

Hartmann, Fortschritte der Eisenhüttenkunde mit 17 Tafeln. Berlin 1851.

Hartmann, Grundriss der Eisenhüttenkunde. 2. Aufl. Berlin 1852.

Valerius, theoret.-prakt. Handbuch der Roheisenfabrikation, deutsch bearbeitet von *C. Hartmann.* Freiberg 1851. Ergänzungsheft. Freiberg 1853.

Valerius, theoret.-prakt. Handbuch der Stabeisenfabrikation, deutsch bearbeitet von *C. Hartmann.* Freiberg 1845. Nebst zwei Ergänzungsheften von 1848 und 1851.

Scheerer, Lehrbuch der Metallurgie. I. Band p. 534 (von 1848); II. Band, 1. u. 2. Lieferung 1853.

Weniger, der praktische Schmelzmeister. Carlsbad 1851.

Werner[1]) hat einen umfassenden Abriss der Eisenhüttenkunde gegeben.

[1]) *Lampad.*, Hüttenkde. II. Thl. 4. Bd. p. 345.

I. Abtheilung.

Roheisenerzeugung.

Eigenschaften

§. 2. Eigenschaften des Roheisens und Verhalten desselben zu andern Substanzen[1]). Beim Verschmelzen der Eisenerze resultirt niemals ein chemisch reines Eisen, sondern dasselbe nimmt neben andern Stoffen hauptsächlich Kohle auf, wenn weder freier, noch an Eisen gebundener Sauerstoff vorhanden ist, welcher die Vereinigung des Kohlenstoffs mit dem Eisen verhindert. Das gekohlte Eisen, Roheisen oder Gusseisen genannt, lässt sich seiner Farbe, so wie seinem sonstigen physikalischen und chemischen Verhalten nach eintheilen in

Eigenschaften des grauen Roheisens.

1) Graues Roheisen von dunkelschwarzer bis lichtgrauer Farbe. Mit zunehmender Dunkelheit wächst der Glanz. Dunkles, glanzloses, mattes und hartes Eisen pflegt mit Erdbasen überladen zu sein. Die Textur geht aus dem Vieleckigkörnigen ins Dichte über, womit ein Lichterwerden verbunden ist. Niemals ist die Textur krystallinisch, und ein schuppiges Gefüge deutet auf Unreinheit. Das graue Roheisen ist fest und zähe, zuweilen selbst etwas geschmeidig und so weich, dass sich dasselbe mit der Feile, dem Bohrer etc. bearbeiten lässt, und zwar gewöhnlich um so leichter, je dunkler es ist; daher sein Name Weichfloss und seine Verwendbarkeit zu Gusswaaren, welche noch einer späteren Bearbeitung bedürfen. Specifisches Gewicht durchschn. = 7,1, so dass 1 Cbkf. pr. 475 Pfd. pr. wiegt. Dasselbe übertrifft das weisse Eisen an absoluter und das Stabeisen an rückwirkender Festigkeit, dagegen ist der relativen Festigkeit[2]) kein grosses Vertrauen zu schenken. Es wird schneller magnetisch und auch vom Magnet stärker angezogen, als weisses Eisen, widersteht den Temperaturdifferenzen

---

[1]) *Valerius*, Roheisenfabrikation, deutsch von *Hartmann*. 1851 p. 1.

[2]) *Tretgold* über die Festigkeit des Roheisens: *Karst.*, Arch. 1. R. X, 3; XI. 432. — Bergwfd. VIII, 42. — *Dingl.*, CXVII, 287; CXXIX, 212.

besser, schmilzt bei etwa 1600° C., geht dabei aus dem starren plötzlich in den tropfbarflüssigen Aggregatzustand über und schwindet beim Erkalten um etwa $1\frac{1}{2}$ %. Durch wiederholtes Erhitzen nimmt das Volumen des Roheisens zu, von welchem Verhalten man Anwendung machen kann, um Gegenstände, z. B. Kugeln, welche beim Gusse zu klein ausfielen, auf ein grösseres Volumen zu bringen.[1]) Sowohl weisses, als graues Eisen erlangt durch Beschleunigung des Erkaltens eine geringere Dichtigkeit[2]) Setzt man dasselbe längere Zeit einer starken Rothgluth aus und kühlt es schnell ab (Adouciren, Tempern), so wird es mürbe, während das weisse Eisen an Härte zunimmt und stahlartig wird. Bei gewöhnlicher Temperatur ist es geschmeidiger, als in erhöhter. Es oxydirt[3]) sich leichter und wird von Säuren schneller angegriffen, als weisses Eisen, indem die Löslichkeit in Säuren im umgekehrten Verhältnisse mit dem Kohlenstoffgehalte steht. Ein geringer Schwefelgehalt[4]) ertheilt dem Roheisen einen schnelleren und hitzigeren Fluss und macht es leichter erstarrbar, aber es wird dickflüssiger und erstarrt mit Höhlungen bei einem grösseren Schwefelgehalte. Schwefelhaltiges Roheisen bei einer Temperatur erzeugt, die seinen Schmelzpunkt übersteigt, ist sehr fest; bei niedrigerer Temperatur verhindert der Schwefel die Kohlung des Eisens, so dass bei schwefelreicher Beschikkung gewöhnlich ein weisses, kohlenstoffarmes Roheisen erfolgt. *Huëne*[5]) erzeugte durch Zusatz von Schwefel zu grauem Roheisen künstliches Spiegeleisen.

Verhalten des grauen Roheisens zu andern Körpern.

---

[1]) Mitth. d. Hannov. Gew. Ver. 1853 Hft. 4. — *Dingl.*, XXXIII, 76. — Oestr. Zeitschr. 1855 p. 211. — B. u. h. Ztg. 1855 p. 57, 189.

[2]) *Hausmann* über die durch Molekularbewegung in starren leblosen Körpern bewirkten Formveränderungen. Götting. Nachricht. Nr. 11 de 1855.

[3]) *Karst.*, Arch. 1. R. II, a. 176; III, 237. — *Dingl.*, LXXIX, 317; XCII, 33.

[4]) *Erdm.*, J. f. ök. Chem. X, 185. — *Dingl.*, CXXX, 154. — Polyt. Centr. 1854 p. 301. — *Erdm.*, J. f. pr. Chem. XXVI, 308. — *Karst.*, Arch. 2. R. XXV, 672.

[5]) *Dingl.*, LXXXV, 374.

Ein Phosphorgehalt macht das Roheisen härter, spröder und minder fest (schon 0,5 %), ertheilt demselben aber eine grössere Dünnflüssigkeit, weshalb sich solches Eisen zur Giesserei von Gegenständen eignet, bei denen es auf grosse Festigkeit nicht ankommt und die einer weiteren Bearbeitung durch Bohren, Drehen etc. nicht bedürfen. Bei einem Phosphorgehalt von 5,6 % ist das Eisen noch zur Giesserei tauglich. Wegen des niedrigen Schmelzpunktes hat phosphorhaltiges Eisen grosse Neigung zum Erstarren, und es giebt bei demselben Minimum der Schachtofentemperatur, bei welchem aus einem phosphorfreien Erz noch ein graues Eisen erblasen wird, ein phosphorhaltiges Erz ein weisses Roheisen, dessen Bildung aber sich durch Anwendung erhöhter Temperatur verhindern lässt. Da sich ein phosphorhaltiges weisses Eisen weder zur Giesserei, noch zum Frischen eignet, so stellt man aus phosphorhaltigen Eisensteinen gewöhnlich ein graues, zur Giesserei brauchbares Roheisen dar. Aus diesem Grunde findet man im grauen Roheisen gewöhnlich mehr Phosphor, als im weissen. Kohlenstoff und Phosphor scheinen sich im Roheisen zu ergänzen, so dass ein grösserer Phosphorgehalt die Ausscheidung einer grössern Menge Graphit veranlasst. Sehr phosphorhaltiges Roheisen, welches nur wenig Kohlenstoff aufzunehmen vermag, scheidet keinen Graphit aus.

Silicium[1]) wird aus der Kieselerde der Beschickung durch Kohle und Eisen bei hinreichend hoher Temperatur reducirt, und zwar bei höherer Temperatur mehr, als bei niedriger. Weisses Roheisen pflegt höchstens $^1/_2$, graues bis 3 % und mehr Silicium zu enthalten. Kohle und Silicium scheinen sich in dem Roheisen zu ersetzen, so dass das graue mit höherem Kohlenstoffgehalt im Allgemeinen ärmer an Silicium ist, als das mit niederem Kohlenstoffgehalt, beide aber je nach der Höhe der Ofentemperatur zusammen 4—8 % betragen. Den grössten Siliciumgehalt hat das bei erhitzter Luft mit Cokes oder Anthracit erblasene graue Roheisen. Durch einen Gehalt an Silicium

---

[1]) *Erdm.*, J. f. ök. u. techn. Ch. II, 116.

verliert das Roheisen an Festigkeit, wird aber härter. Ein damit überladenes Eisen eignet sich wegen seiner Härte nicht zu Gusswaaren und wegen des bedeutenden Eisenabganges auch nicht zum Frischen.

Ueber die Einwirkung des neuerdings im Roheisen entdeckten Stickstoffgehaltes (Bd. I, p. 251) auf die Eigenschaften desselben ist nichts Näheres bekannt geworden.

Die Metalle der alkalischen Erden und Erden wirken nach *Karsten*, wenn sie in bedeutender Menge vorhanden sind, gewiss nicht günstig auf das Eisen ein. Zink und Blei sind ohne erheblichen Einfluss; Kupfer[1], gewöhnlich nicht über 0,2 %, ist nicht schädlich, wenn das Roheisen zur Giesserei, dagegen unerwünscht, wenn dasselbe zur Stabeisenfabrikation verwandt werden soll. Dem Phosphor ähnlich möchte Arsen wirken, welches nach den Untersuchungen von *Walchner*[2]), *Stein*[3]), *Schafhäutl*[4]) und Anderen in Eisensteinen und im Brennmaterial vorkommt. Ein Arsengehalt macht das Roheisen spröde, hart und sehr leichtflüssig und veranlasst, dass dasselbe beim Frischen schwer schweisst.

Vanadin[5]), Molybdän, Chrom und Titan[6]), in geringen Mengen im Roheisen aufgefunden, scheinen wenig auf dessen Eigenschaften einzuwirken, nur macht ein Titangehalt die Beschickung strengflüssiger. Mangan[7]) macht zwar das Roheisen härter, gewährt aber bei dessen Verarbeitung zu Stabeisen und Stahl gewisse Vortheile. Antimon und Zinn machen das Roheisen leichtflüssig.

enschaften weissen heisens.

2) Weisses Roheisen, wird bei einer silberweissen Farbe und bei stark spiegelnden Flächen Spiegeleisen, Spiegelfloss (Bd. I, p. 252), auch wohl wegen seiner

---

1) *Karst.*, Arch. 1. R. XI, 431. — Bgwfd. III, 177.
2) *Dingl.*, CIII, 227.
3) *Erdm.*, J. f. pr. Ch. LI, 302; LIII, 37.
4) *Erdm.*, J. f. pr. Ch. XXI, 247. — B. u. h. Ztg. 1847 p. 364.
5) Polyt. Centr. 1851 p. 1151. — *Dingl.*, CXXI, 76. — B. u. h. Ztg. 1852 p. 624. — Ann. der Ch. u. Pharm. XCIV, 355.
6) *Karst.*, Arch. 1. R. IX, 530.
7) *Karst.*, Arch. 1. R. I. b, 118.

Hauptbenutzung zu Stahl Rohstahleisen genannt. Bei strahlig fasrigem Gefüge und bläulicher Farbe heisst es blumiges Eisen, blumige Flossen. Wird die Farbe bei unvermindertem Glanze mehr grau und ist auf der Bruchfläche kein bestimmtes Gefüge mehr zu erkennen, so wird diese Roheisenart grelles Roheisen, Weisseisen genannt; dagegen heisst es luckiges Roheisen, luckiges Floss, wenn die Farbe zwischen Grau und Weiss liegt, die Bruchfläche schon zackig wird und Zwischenräume, Höhlungen, enthält. Auf der Grenze zwischen Spiegelfloss und blumigem Floss steht das weissgaare Roheisen.

Kommen weisses und graues Roheisen gemeinschaftlich, aber deutlich separirt an einem Stücke vor, so nennt man dasselbe spanglig, streifig, Roheisen mit grauem Saum oder grauer Naht. Findet dagegen keine scharfe Grenze statt, erscheinen weisse Flecken auf grauem Grunde und umgekehrt, so hat man halbirtes Roheisen, und zwar schwachhalbirtes, wenn das graue Roheisen vorwaltet und starkhalbirtes bei überwiegendem weissen Roheisen.

Das weisse Roheisen unterscheidet sich ausser in den vorstehend berührten Punkten von dem grauen hauptsächlich durch seine grössere Härte und leichtere Schmelzbarkeit bei 1400—1500° C., dasselbe ist aber dickflüssiger, erstarrt leichter in den Formen und füllt sie minder gut aus, weshalb dasselbe weniger zur Giesserei, als zur Umwandlung in Stabeisen und Stahl sich eignet, indem es (mit Ausnahme des Spiegeleisens) zu Gunsten der Entkohlung bis zum Schmelzen alle Grade des Weichwerdens durchläuft und sich längere Zeit in diesem Zustande erhalten lässt, ohne flüssig zu werden. Es können jedoch, wie später erörtert werden wird, Fälle eintreten, wo man die Anwendung des grauen Eisens der des weissen zur Entkohlung vorzieht.

Chem. Constitution der Roheisenarten.

Behuf Beantwortung der Frage, wodurch der Unterschied in den Eigenschaften des grauen und weissen Roh-

eisens herbeigeführt wird, sind Analysen [1]) davon angestellt, denen zufolge das Roheisen (und zwar nur das Spiegeleisen) höchstens 5,93 Proc. Kohlenstoff enthält und dieser Gehalt bis auf 2,3 Proc. sinken kann, wodurch nach *Karsten*[2]) die Grenze zwischen Roheisen und Stahl angedeutet wird. Die Analysen haben ferner ergeben, dass weisses und graues Roheisen gleich viel Kohlenstoff enthalten können, woraus folgt, dass die Menge des Kohlenstoffs das verschiedene Verhalten beider Roheisensorten nicht immer begründen kann. Dieses ist nach *Karsten's* überzeugenden Versuchen in dem verschiedenen Zustand des Gebundenseins des Kohlenstoffs zu suchen, welcher hervortritt, wenn man das Roheisen mit Säuren behandelt. Dabei bleibt der Kohlenstoff entweder in unzersetzter Gestalt, als sogenannter Graphit, Gaarschaum, Eisenschaum, mechanisch eingemengter Kohlenstoff, oder in einem schon veränderten Zustande, als chemisch gebundener Kohlenstoff, zurück. Während der Graphit von Säuren und Alkalien nicht angegriffen wird, so löst sich der chemisch gebundene Kohlenstoff in Aetzalkalien auf, wird von Salzsäure in eine Kohlenwasserstoffverbindung verwandelt etc. Weisses Eisen (Spiegeleisen) enthält in Summa etwas Kohlenstoff mehr, als graues, und zwar meist chemisch gebundenen, während im grauen Roheisen mehr Graphit neben letzterem vorhanden ist. Weisses Roheisen enthält 3,5—5,93 Proc. Kohlenstoff und davon bis 1 Proc. Graphit; graues 3,15—4,65 Proc. Kohlenstoff und davon 2,57—3,75 Proc. Graphit.

Nach *Gurlt*[3]) kommt im Spiegeleisen Viertelkohleneisen, $Fe^4 C = 94{,}88 Fe + 5{,}12 C.$, vor. Je nach

---

[1]) Verfahren bei Roheisenanalysen: *Karsten's* Eisenhüttenkunde. I. §. 166, 328. — *Erdm.*, J. f. pr. Chem. XVII, 231. — Bgwfd. V, 337. — B. u. h. Ztg. III, 160. — *Dingl.*, LXXXVII, 130. — *Karst.*, Arch. 1. R. XXI, 500 (Prüfung der verschiedenen Methoden). — *Würtemberger*, über die Zusammensetzung des Roheisens von *Veckerhagen* und *Holzhausen* in Kurhessen: *Karst.*, Arch. 2. R. XXV, 235. — *Morfitt* und *Booth* in B. u. h. Ztg. 1854 p. 107.

[2]) *Erdm.*, J. f. pr. Ch. XL, 229. — *Dingl.*, CIV, 39.

[3]) Bgwfd. XVIII, 325.

der Menge des dem Spiegeleisen beigemengten Mangans kann der Kohlenstoffgehalt in demselben variiren. Da das Mangan das Eisen vertritt, aber ein geringeres Atomgewicht hat, als dieses, so verbindet sich mit einer bestimmten Gewichtsmenge Mangan eine grössere Menge Kohlenstoff, als mit einer eben so grossen Menge Eisen, und es ist daher Spiegeleisen um so reicher an Kohlenstoff, ohne die Maximalgrenze zu überschreiten, je mehr Mangan dasselbe enthält.

In dem grauen Roheisen findet sich ziemlich häufig Achtelkohleneisen $Fe^8 C$, welches sich von dem $Fe^4 C$ durch die Krystallform und andere physikalische Eigenschaften unterscheidet. Durch Erhitzen des mit Kohle gesättigten Spiegeleisens, $Fe^4 C$, geht dieses, ähnlich wie die höheren Schwefelungsstufen des Eisens, in eine niedrigere Kohlungsstufe, $Fe^8 C$, über, wobei sich ein Theil der Kohle als Graphit ausscheidet. Bei langsamer Abkühlung kann der abgeschiedene Kohlenstoff mit dem Auge als Graphit wahrgenommen werden, bei rascher Abkühlung nicht, wohl aber durch die Analyse. Mit dieser Ansicht stimmt die Erfahrung überein, dass sich bei einer gewissen niedrigen Temperatur mit Kohlenstoff gesättigtes weisses Eisen, Spiegeleisen = $Fe^4 C$, erzeugt, durch dessen Zersetzung in erhöhter Temperatur unter Abscheidung von Graphit aber graues Eisen, $Fe^8 C$, entsteht. Konnte die Zersetzung nicht vollständig erfolgen, vielleicht wegen nicht hinreichender Temperatur, so bilden sich Roheisenarten, welche aus einem Gemenge von $Fe^4 C$ und $Fe^8 C$ bestehen und durch das halbirte Roheisen repräsentirt werden. Solche Gemenge befinden sich auch in den kohlenstoffärmeren weissen Eisensorten (luckigen und blumigen Flossen).

Für das weisse Eisen galt die Ansicht, dass der darin enthaltene gebundene Kohlenstoff mit der ganzen Masse des Eisens, jedoch nicht in bestimmten Verhältnissen, verbunden sei. Für das graue Eisen nahmen *Karsten, Berthier* u. A. an, dass in demselben nur ein verhältnissmässig kleiner Theil Eisen mit Kohlenstoff zu einem Poly-

carburet [1]) verbunden sei, welches die übrige Eisenmenge im Zustande des weichen, ductilen Eisens aufgelöst enthalte, das weiche Eisen indessen auch als mit sehr kleinen Mengen Kohle verbunden betrachtet werden müsse. Nach *Gurlt* ist es jedoch als erwiesen anzunehmen, dass der chemisch gebundene Kohlenstoff immer an die ganze Masse des noch nicht mit anderen electronegativen Substanzen verbundenen Eisens chemisch gebunden und dass der Graphit die einzige Einmengung des Roheisens sei. *Karsten* [2]) hat in Bezug auf das Polycarburet seine Ansicht geändert und auch *Schafhäutl* [3]) hat nachgewiesen, dass das Polycarburet wohl nur ein mehr als gewöhnlich mit anderen Stoffen (Fe, Si, S, As) verunreinigter Graphit sei. Die im Roheisen vorkommenden electronegativen Substanzen (Si, P, S) können den Kohlenstoff vertreten und bilden mit dem Eisen bestimmte chemische Verbindungen. *Gurlt* berechnet eine Reihe der zuverlässigsten Roheisenanalysen auf Verbindungen von $(Fe, Mn)^4C$, Fe^8C, $(Fe, Mn)^4P$, $(Fe, Mn)^8S$, $(Fe, Mn)^4Si$ etc.

Nach *Fuchs* sind auf die Eigenschaften der Roheisensorten auch Krystallisationszustände von Einfluss. (Bd. I. p. 251.)

…hung des …sen und …en Roh-…sens.

In Betreff der Entstehung der beiden Eisensorten hat man die mit *Gurlt's* Ansichten wohl übereinstimmenden Erfahrungen gemacht, dass sich bei einer gewissen niedrigen Temperatur und bei Anwesenheit von Kohle in hinreichender Menge das mit Kohlenstoff vollständig gesättigte Spiegeleisen [4]) erzeugt, bei erhöhter Temperatur [5]) aber unter Abscheidung von Graphit [6]) graues Roheisen entsteht, wenn

---

[1]) *Karst.* Arch. 1. R. VIII. 3.

[2]) *Karst.* Arch. 2. R. XXI, 500.

[3]) *Erdm.*, J. f. pr. Ch. XIX, 159, 408; XX, 465; XXI, 129.

[4]) *Stengel* in *Karst.* Arch. 1. R. IX, 215; XIII, 232.

[5]) *Karsten*, über den Einfluss der Temperatur auf die Beschaffenheit der Producte, welche beim Verschmelzen der Eisenerze in den Hohöfen erhalten werden. Dessen Arch. 1. R. XIII, 211.

[6]) Ueber Graphitbildung: *Karst.* Arch. 1. R. VIII, 43; XII, 91; XIII, 232; XV, 177; XVII, 118.

man das Schmelzproduct sich langsam abkühlen lässt. Bei plötzlicher Abkühlung resultirt dagegen weisses Eisen und man hat es somit in der Gewalt, je nach der Langsamkeit des Erstarrens graues, halbirtes oder weisses Eisen aus dem bei hoher Temperatur erblasenen Eisen zu erzeugen. Begünstigt wird die Bildung des weissen Eisens durch einen gewissen Gehalt der Erze an Mangan, Phosphor und Schwefel, so wie bei einem Mangel an Kohle, wenn dasselbe etwa nur $3^1/_2$ % davon aufnimmt. Das unter gleichen Umständen bei niedriger Temperatur erblasene Roheisen ist reiner, als das bei höherer Temperatur dargestellte graue, wonach sich deren verschiedene Verwendbarkeit richtet. Während für ein zur Giesserei bestimmtes Roheisen die chemische Zusammensetzung desselben von geringer Wichtigkeit ist und es besonders auf Festigkeit und Weichheit ankömmt, so muss bei dem für die Stabeisenfabrikation zu verwendenden Eisen auf Reinheit, weniger auf Textur und Farbe gesehen werden. Bei gleicher Reinheit hat das weisse Eisen beim Frischen den Vorzug vor dem grauen, während letzteres für die Giesserei mehr geeignet ist.

Grenzen [zwi]schen R[oh]eisen, St[ahl] und Stab[eisen].

Karsten nennt, und diese Benennung beruht auf einem durch Mischungsverhältnisse bedingten Fundamente, das Kohlenstoffeisen so lange Guss- oder Roheisen, als es in der Kälte undehnbar ist und sich bei langsamer Abkühlung noch Graphit daraus ausscheidet, was bei einem summarischen Kohlenstoffgehalt von 2,25—2,3 % eben noch geschieht, so dass ein solcher die Grenze zwischen Roheisen und Stahl bedingt. Letzterer besitzt bei 1,75 % Kohlenstoffgehalt nur noch geringe Schweissbarkeit, bei 1,9 % ist er kaum schmiedbar und bei 2 % zerfällt er unter dem Hammer und geht dadurch schon in Roheisen über. Weisses luckiges Eisen enthält am wenigsten Kohle, dann folgt blumiges und zuletzt Spiegeleisen.

Zur Bestimmung der Grenze zwischen Stabeisen und Stahl kann man die Eigenschaft des Kohleneisens von gewissem Kohlenstoffgehalt zum Anhalten nehmen, dass dasselbe noch schweissbar und schmelzbar bleibt und nach vorangegangenem Erhitzen durch Ablöschen in Wasser

so hart wird, dass es mit dem Feuerstein Funken gibt. Solches Kohleneisen nennt man Stahl. Eisen mit 0,5—0,65 % C. ist ein sehr weicher Stahl, bei 1,4—1,5 % scheint er seine grösste Festigkeit und Härte zu haben, welche letztere mit zunehmendem Kohlengehalte zwar auch grösser wird, wogegen aber Schweissbarkeit und Festigkeit abnehmen. Durch Beimengung kleiner Antheile von Silicium, Schwefel, Phosphor etc. erleiden diese Grenzen eine geringe Modification. Das durch seine Schweissbarkeit, Schwerschmelzbarkeit und Weichheit (nach dem Ablöschen in Wasser) sich auszeichnende Stabeisen wird um so härter, je mehr sich sein Kohlenstoffgehalt der angegebenen Grenze von 0,5 % nähert.

Eine stahlartige Substanz ist das hämmerbare Gusseisen [1]), welches durch Glühen von weissem Roheisen mit Sauerstoff abgebenden Substanzen erhalten wird.

I. Abschnitt.

Ausschmelzen von Roheisen aus Eisenerzen.

Erstes Kapitel.

Schmelzmaterialien.

A. Eisenerze.

Begriff von Eisenerzen.

§. 3. Classification der Eisenerze. Der Hüttenmann versteht unter Eisenerzen solche Fossilien, welche in dem Grade eisenhaltig und frei von schädlichen Beimengungen sind, dass daraus ein brauchbares Eisen mit ökonomischem Vortheil gewonnen werden kann. Während sich die edlen Metalle mehr in der Nähe des Aequators

---

[1]) *Dingl.*, XXVI, 315; XXIX, 156; LXII, 376. — B. u. h. Ztg. 1845. p. 669; 1847, p. 547, 652.

befinden, so ist das Eisen vorzüglich im Norden und in den gemässigten Zonen in grossen Massen angehäuft; jedoch hat es in den mannigfachsten Formen, in der belebten, wie in der unbelebten Natur eine allgemeine Verbreitung.

Classifica der Eisen

In chemischer Hinsicht lassen sich die Eisenerze folgendermassen classificiren:

Eisenoxy

1) Eisenoxyde, und zwar:

Magneteisenstein.

a) Magneteisenstein, $\dot{Fe}\,\overline{Fe}$ mit 31 % $\dot{Fe}$ und 69 % $\overline{Fe}$ und 72,4 % metallischem Eisen, am häufigsten im Norden vorkommend, z. B. zu Danemora [1]) in Schweden, in Norwegen, am Ural, ferner in Pensylvanien [2]), auch in Sachsen, Oesterreich [3]), am Harz etc. Sehr hart. Erdige Beimengungen: Quarz, Glimmer, Strahlstein, Kalkstein, Hornblende, Granat, Asbest, Feldspath, Apatit, Schwerspath etc. Metallische Beimengungen: Schwefel-, Kupfer- und Arsenkies, Bleiglanz, Zinkblende. Ist je nach der beigemengten Bergart mehr oder weniger strengflüssig und gibt nach gehöriger Abscheidung der schädlichen Beimengungen (Kies, Apatit, Schwerspath etc.) durch eine sorgfältige Aufbereitung ein reines vortreffliches Eisen, weniger zur Giesserei, als zur Stabeisen- und Stahlfabrikation geeignet (z. B. das berühmte Danemoraeisen). Roheisengehalt 80—90 %.

b) Eisenglanz und Rotheisenstein, $\overline{Fe}$ mit 69,99 % Fe. Beide unterscheiden sich durch genetische Verhältnisse und damit zusammenhängende verschiedenartige Molekularzustände, daher die Unterschiede in Dichtigkeit, Glanz und Farbe.

Eisengla

α) Eisenglanz, dicht, metallisch glänzend, stahlgrau, mit kirschrothem bis rothbraunem Striche, oft krystallisirt. Findet sich hauptsächlich im Norden, z. B. in Schweden, in Deutschland wenig, in bedeutender Menge

---

1) *Erdm.*, J. f. ök. Chem. III, 1; V, 351; VII, 81. — Bgfd. VIII, 298. — B. u. h. Ztg. 1847. p. 96.

2) *Dingl.*, CXVIII, 210,

3) Oesterr. Zeitschr. 1854. p. 221.

auf Elba. [1]) Erdige Begleiter: Quarz, Kalkstein, auf Elba Talkschiefer und quarziger Sandstein. Metallische Begleiter: zuweilen Schwefelkies, Rutil etc. Gewöhnlich ist er reiner als Magneteisenstein.

isenstein. β) Rotheisenstein. Weniger dicht, stahlgrau bis braunroth; Strich blutroth; krystallinisch und unkrystallinisch. Ist eins der zur Eisengewinnung am gewöhnlichsten angewandten Erze, mehr im Süden, in Frankreich und Deutschland, auch in England (Lancashire, Cumberland etc.) vorkommend. Erdige Begleiter: Hornblende, Chlorit, Quarz, Eisenkiesel, Hornstein, Feldspath, Kalk, Kieselthon (rother Thoneisenstein), häufig Schwerspath. Metallische Begleiter: zuweilen Schwefelkies etc.

Eisenglanz und Rotheisenstein können unter Umständen sehr strengflüssig sein, liefern aber ein vortreffliches Eisen von grosser Zähigkeit, Geschmeidigkeit und Weichheit. Es gibt Roheisen:

Derber Eisenglanz . .	60—80 %.
Sandiger - . .	45—50 %.
Rother Glaskopf . . .	40—60 %.
Dichter Rotheisenstein	50—70 %.
Ochriger Rotheisenstein	35—45 %.

Der grösste Theil des Eisens, welches auf dem Harz, im Nassau'schen, in Sachsen etc. gewonnen wird, erfolgt aus Rotheisenstein.

noxyd-drate. 2) Eisenoxydhydrate, und zwar:

ineisen-tein. a) Brauneisensteine $\overline{F}e^{2}\dot{H}^{3}$, mit 85,58 $\overline{F}e$ oder 59,9 % Eisen. Mit braunem Strich, dicht, ochrig, häufig in kugeligen, traubenförmigen Gestalten (brauner Glaskopf), von brauner bis schwarzbrauner Farbe; ein in Deutschland sehr verbreitetes Eisenerz, seltener in Frankreich, England und Spanien. Erdige Begleiter: im älteren Gebirge besonders Quarz, Kalkspath und Schwerspath, im jüngeren Gebirge Silikate, besonders Kieselthon, wodurch er in braunen und gelben Thoneisenstein und Bohnerz übergeht. (Südwestliches Deutschland und Frankreich.) Metallische Begleiter: Schwefel-

[1]) *Karst.* Arch. 2. R, XVIII, 289. — B. u. h. Ztg. 1845. p. 9.

kies, aus welchem ursprünglich die Spatheisensteine und daraus wieder die Brauneisensteine entstanden sind. Bei vollständig geschehener Zersetzung nennt man das Produkt wohl Braunerz, bei unvollständiger Blauerz. — Mangan findet sich sehr häufig in den Brauneisensteinen, und bei einem nicht unbedeutendem Gehalt derselben nennt man sie Schwarzeisensteine; zuweilen auch Kupferkies und Malachit. Schmilzt gewöhnlich leicht, und gibt nach Abscheidung der schädlichen Beimengungen, besonders bei einem Mangangehalt, ein weisses, stahlartiges Roheisen, welches zur Giesserei weniger, aber zur Erzeugung von Stahl und Stabeisen sehr gut ist. Die fasrige Varietät steht der ochrigen an Schmelzbarkeit nach.

Roheisengehalt des Glaskopfs und des dichten Brauneisensteins 40—50 %.

Gelbeisenstein.

b) Gelbeisensteine. Hierher gehören die ocher- bis braungelben Gemenge von verschiedenen Eisenoxydhydraten, welche gewöhnlich mehr Wasser, als die Brauneisensteine enthalten, durchschn. mit 81 % $\overline{\ddot{F}}e$ und 19 % $\dot{H}$; von fasriger, muschliger und ocheriger Beschaffenheit. Sie sind Produkte neuerer Bildung, durch Umwandlung von Schwefelkies, Spatheisenstein, Arsenkies etc. entstanden, weshalb man in ihnen zuweilen basisch schwefelsaures Eisenoxyd, kieselsaures, phosphorsaures und arsensaures Eisenoxyd findet.[1] Bei einem Gehalt an solchen Salzen pflegt man sie Limonite, Raseneisensteine[2]), Wiesen-[3]), Sumpf-, Morast-Erz zu nennen.

Sie sind leicht reducirbar und leichtflüssig, liefern aber gewöhnlich schlechtes Eisen; bei einem alleinigen Phosphorgehalt resultirt ein sehr dünnflüssiges, für die Giesserei wohl geeignetes, aber sprödes Eisen, weniger zum Frischen tauglich. Körniger Gelbeisenstein gibt 25—40 % und Raseneisenstein 35—55 % Roheisen.

Eisencarbonate

3) Eisencarbonate und zwar:

---

[1]) Ueber Bildung der Raseneisensteine: *Bischoff's* Geologie. I. 940.

[2]) Verhüttung von Raseneisensteinen: B. u. h. Ztg. 1853. p. 870. — *Karst.* Arch. 1. R. XV, 3, 28, 60.

[3]) *Karsten's* Archiv. 1. R. XV, 3.

Spatheisenstein.

a) Spatheisenstein (Flinz, Pflinz, Stahlstein, Weisserz), $\dot{F}e\ddot{C}$ mit 62,1 $\dot{F}e$ = 48,3 Eisen, von weisser bis schmutzig gelber Farbe, gewöhnlich krystallinisch und krystallisirt; die fasrige Abänderung in kugliger, traubiger oder nierenförmiger Gestalt nennt man Sphärosiderit. Verwitterte Spatheisensteine nennt man auch Braunerze. In sehr beträchtlichen Mengen in Steyermark [1]) (Eisenerz, Neuberg), Kärnthen, am Rhein, im Nassau'schen, in Frankreich, Italien, Spanien etc. vorkommend. Die Sphärosiderite aus der Steinkohlenformation (Kohleneisenstein, Blac band) sind das eigentliche Eisenerz für England, wodurch die Eisengewinnung sehr begünstigt ist. [2]) Der in Westphalen aufgefundene Kohleneisenstein ist ein Gemenge von $\dot{F}e\ddot{C}$ mit 13—30 % Steinkohle und 5—12 % Erden; beim Rösten concentrirt sich der Eisengehalt auf 55—60 %. [3])

Erdige Begleiter: sehr häufig kohlensaure Magnesia, seltener kohlensaurer Kalk, Kieselerde und Schwerspath. Die Sphärosiderite pflegen mit Kieselthon innig gemengt zu sein.

Metallische Begleiter: fast immer $\dot{M}n\ddot{C}$, zuweilen $\dot{Z}n\ddot{C}$ (davon die Ofenbrüche), auch wohl Bleiglanz, Schwefel- und Kupferkies.

Da die Spatheisensteine häufig ganz ohne Begleitung schädlicher Substanzen vorkommen, so liefern sie, wegen des fast nie fehlenden Mangangehaltes, ein weisses, zur Giesserei nicht, dagegen zur Darstellung von Stahl und Stabeisen sehr geeignetes Eisen. Bei viel beigemengter $\dot{M}g\ddot{C}$ werden sie strengflüssiger und lassen sich dann auf graues Eisen verschmelzen.

Die Sphärosiderite werden zuweilen durch zu grosse Beimengung von Thonsilicat unschmelzwürdig. Sie sind

---

[1]) Bgwksfd. V, 328.

[2]) *Karst.* Archiv. 1. R. XVII. 134. — *Carnall's* preuss. Zeitschr. 1855. III. Bd. 1. Lfg. p. 96. — *Roehrig*, die Quellen der brittischen Eisenindustrie. 1854. p. 9.

[3]) *Leonhard*, Jahrb. 1852. p. 133. — B. u. h. Ztg. 1858. p. 780.

sehr geneigt, ein weisses Roheisen bei grüner Schlacke zu geben; bei richtiger Beschickung mit Kalk resultirt aber graues Roheisen. Braunerz gibt 35—40 %, Sphärosiderit 30—45 % Roheisen.

Für die Darstellung des Rohstahls im Siegenschen und in Steyermark ist dieses Erz sehr wichtig. Am Harz kömmt der Spatheisenstein nicht in grössern Massen vor und die Gewinnung eines stahlartigen, zum Frischen ausgezeichneten Roheisens beschränkt sich nur auf die Gittelde'sche Hütte, welche den Spatheisenstein des Iberges zu Gute macht.

Eisensilicate.

4) Eisensilicate. Die Kieseleisensteine sind chemische Verbindungen von Kieselerde mit $\dot{F}e$ oder $\bar{\bar{F}}e$, in welche oft noch Thonerde eingeht. Sie unterscheiden sich von den thonigen Eisensteinen dadurch, dass diese die Silicate (grösstentheils Thon) nur beigemengt enthalten, was durch Behandlung mit Säuren leicht zu erweisen ist. Die Eisensilicate sind sehr leichtflüssig und geneigt, ein weisses Eisen bei grüner Schlacke zu geben; durch Kalkzuschläge müssen sie strengflüssiger gemacht werden. Sie können für sich nicht verschmolzen werden, und braucht man sie gewöhnlich nur als eisenhaltige Zuschläge, z. B. Pistacit mit 25 Proc. Eisen, Amphibol, Pyroxen, Ilvait etc. mit 15—45 Proc. Roheisen.

Zu den Eisensilicaten, welche zuweilen zur Eisensteinsbeschickung genommen werden, gehören auch die Schlacken vom Frischen des Roheisens in Heerden und in Puddelöfen, Schweissofenschlacken u. a.

Schmelzwürdigkeit.

§. 4. Schmelzwürdigkeit der Eisensteine. Die Schmelzwürdigkeit der Eisensteine hängt ab:

1) Von ihrem Eisengehalte. Unter 15 Proc. haltige pflegt man gewöhnlich nicht zu verschmelzen. Unter Umständen kann aber, je nach gewissen Nebeneigenschaften, ein armer Eisenstein schmelzwürdiger sein als ein reicher. Der Gehalt der Eisensteine setzt der Grösse der Roheisenproduction in einer gegebenen Zeit gewisse Grenzen. So macht z. B. der reiche Gehalt der schwe-

dischen, zum Theil sehr leicht zu verschmelzenden Magneteisensteine ein Ausbringen möglich, wie es auf den Harzer Hütten, selbst mit den besten Vorrichtungen und dem zweckmässigsten Verfahren, bei den ärmeren und strengflüssigeren Eisensteinen nicht zu erreichen ist; oft wird hier durch die nicht immer tadellose Beschaffenheit der Eisensteine der Betrieb erschwert.

2) Von der Art und Weise, wie das Eisen im Eisenstein vorkömmt; besonders hängt auch vom Aggregatzustande die Schmelzbarkeit sehr ab. So bezeichnet man im Allgemeinen die Spath- und Brauneisensteine deshalb als gutartig, weil sie beim Erhitzen $\ddot{C}$ und $\dot{H}$ fahren lassen, dadurch lockerer werden und so dem eindringenden $\dot{C}$ die Reduction erleichtern, während dies bei den dichteren Magnet- und Rotheisensteinen schwieriger geschieht. Der gleichzeitige Gehalt an Kalk gestattet eine reinere Abscheidung des Eisens. Eisenoxydul verschlackt sich leichter als Oxyd.

Schmelzbarkeit.

In Bezug auf die Schmelzbarkeit kann man die Eisensteine eintheilen in

a) Strengflüssige; dahin gehören Magneteisenstein, Eisenglanz, Rotheisenstein, manche Brauneisensteine, Thoneisenstein und manche Kieseleisensteine.

b) Mittelleichtflüssige, von solcher Zusammensetzung, dass sie entweder durch sich selbst oder ihre Gemengarten eine solche hinreichende Quantität von Schlacken geben, dass sie reichen Erzen als Zuschläge dienen können. Hierher gehören besonders die Eisensilicate.

c) Leichtflüssige, als Raseneisensteine, Spatheisensteine, Schwarzeisensteine, manche Kieseleisensteine und Sphärosiderite.

3) Von den fremden Beimengungen der Qualität und Quantität nach. Diese wirken theils schädlich, theils vortheilhaft auf Ofengang und Product.

A. Einfluss aufs Product.

a) Schädlicher Einfluss.

Die Kunst ist zwar im Stande, bis zu einem gewissen

Grade den Einfluss der schädlichen Bestandtheile aufzuheben, allein vollkommen gelingt dies selten, und dann werden dadurch die Erzeugungskosten so sehr vergrössert, dass auf diese Weise der gewonnene Vortheil wieder verloren geht. Als solche schädlich wirkende Stoffe kommen vor:

α) Schwefelhaltige Verbindungen (Schwefelkies, Kupferkies, Bleiglanz, Zinkblende, Schwerspath). Zur Bekämpfung der schädlichen Einflüsse des Schwefels beim Schmelzen sind die besten Mittel: ein kräftiges Gebläse, erhitzter Wind, ein hoher Wallstein, um die Hitze im Gestell zusammenzuhalten, so wie ein starker Kalkzuschlag. [1])

Der Kalk zerlegt unter Bildung von sich verschlackendem Schwefelcalcium einen Theil des Schwefelwasserstoffgases, welches sich im Gestell des Ofens bei Einwirkung der stets Feuchtigkeit enthaltenden Gebläseluft auf die in der Beschickung vorhandenen Schwefelmetalle erzeugt. Ein anderer Theil dieses Gases wird von dem metallischen oder noch nicht völlig reducirten Eisen zerlegt, so dass der Kalk den Schwefel keineswegs vollständig abzuscheiden vermag. Ist der Schwefel weniger in der das Eisenerz begleitenden Bergart und in dem angewandten Brennmaterial, als im Erze selbst enthalten, so nützen Kalkzuschläge weniger. [2]) Sehr günstig auf die Entfernung des Schwefels wirkt die Anwendung von Wasserdämpfen beim Rösten und Verschmelzen der Eisensteine [3]). Bei einer schwefelhaltigen Beschickung findet sich nach *Ebelmen* [4]) Schwefelwasserstoffgas und schweflige Säure weniger in den Gichtgasen als in der Formgegend, was sich aus der erwähnten Verbindungsweise des Kalkes erklärt. Nach *Janoyer* [5]) vereinigt sich beim Vorhandensein von Schwefel ein Theil desselben mit Kohlenstoff

---

[1]) *Berthier*, über den Einfluss des verstärkten Kalkzuschlages auf die Beschaffenheit des Roheisens beim Verschmelzen von schwefelhaltigen Eisenerzen. *Karst.* Archiv. 1. R. XVI, 180.

[2]) *Scheerer*, Metallurgie II, 31.

[3]) Ibid. II, 31, 184.

[4]) B. u. h. Ztg. III, 1071.

[5]) B. u. h. Ztg. 1852. Nr. 20. — Bfd. XV, 361.

aus dem Roheisen zu Schwefelkohlenstoff und es entsteht weisses Roheisen sowohl wegen der Entziehung von Kohlenstoff, als auch wegen der bei Verflüchtigung des Schwefelkohlenstoffs latent werdenden Wärme. *Karsten*[1]) hält eine Bildung von Schwefelkohlenstoff nicht für wahrscheinlich. Es soll nach *Janoyer*[2]) der Schwefelgehalt des Eisens und die dadurch verursachte Rothbrüchigkeit des letzteren dadurch vermindert werden, dass man dem Eisen durch passende Zusätze einen nicht allzugrossen Phosphorgehalt mittheilt. Dieser wirkt in der Weise, dass er in dem Gusseisen an die Stelle des Kohlenstoffs tritt und letzterer mit dem Schwefel Schwefelkohlenstoff bildet. Die Ursache, dass beim Verschmelzen phosphorhaltiger Eisensteine weisses Eisen entsteht, scheint ausser darin, dass sich leichtschmelziges Eisen erzeugt, auch darin zu liegen, dass durch den Phosphor der Kohlenstoffgehalt verringert wird.

β) Phosphorhaltige Verbindungen, hauptsächlich Apatit, phosphorsaures Eisenoxyd (Asche des Brennmaterials, Versteinerungen führender Zuschlagskalk). Nach *Karsten* soll alle in den Eisensteinen vorhandene Phosphorsäure im Hohofen reducirt werden und ins Roheisen gehen, was jedoch *Berthier*[3]) durch Versuche widerlegt hat, indem nach demselben stets ein Theil dieser Säure sich in den gebildeten Schlacken wiederfand.

Zur möglichsten Beseitigung des Phosphorgehaltes, wenn dieser nicht zu bedeutend ist und sich in der Gangart, im Brennmaterial oder im Zuschlag findet, sucht man den Hohofenprocess bei möglichst niedriger Temperatur und bei einem beträchtlichen Kalkzuschlag zu führen; bei einem grösseren Phosphorgehalt muss man ebenfalls bei bedeutenden Kalkzuschlägen durch erhöhte Temperatur ein graues Eisen erzeugen.

γ) Arsenverbindungen (Arsenkies, arsensaures

---

[1]) *Karsten's* Archiv. 2. R. XXV, 672.
[2]) B. u. H. Ztg. 1856. p. 194. — Bgfd. XVIII, 501.
[3]) *Berthier*, Handbuch d. met. analyt. Chemie. Deutsch von *Karsten*. II, 258.

Eisenoxyd), kommen seltener und in nicht erheblicher Menge vor und lassen sich durch Kalkzuschläge theilweise unschädlich machen.

δ) Titanhaltige Verbindungen machen die Beschickung strengflüssig, indem sich das titanhaltige Eisen schwierig kohlt. Durch Zuschläge von Kalk und einer gewissen Menge Kieselerde ist es indessen möglich, leichtschmelzigere Verbindungen von kieselsaurem und titansaurem Kalk zu bilden. *Scheerer*[1]) empfiehlt kalihaltige Zuschläge. Auf einer Hütte zu Northampton verarbeitet man den titanhaltigen Eisensand von der Küste von Neuseeland mit 70 Proc. Eisengehalt.[2])

b) Vortheilhafter Einfluss.

α) Mangan[3]) begünstigt die Schmelzbarkeit, indem ein Theil des schwieriger als Eisenoxydul reducirbaren Manganoxyduls unzersetzt in den Schmelzraum gelangt und die Schlacke leichtflüssig macht. Die Folge davon ist die Bildung eines weissen reinen Roheisens, welches sich zur Darstellung von Stabeisen und Stahl vorzüglich eignet, insofern Phosphor und Schwefel nicht vorhanden sind. Durch strengflüssige Zuschläge lässt sich meistens auch aus manganhaltigen Eisensteinen ein graues Eisen erblasen. Das Mangan soll die nachtheilige Einwirkung schädlicher Stoffe, z. B. des Schwefeleisens und des Schwerspathes dadurch vermindern, dass dasselbe diese Stoffe unzersetzt in die Schlacke überführt.

β) Braunspath wirkt wegen seines Mangangehaltes ähnlich, doch weniger kräftig als Mangan.

B. Einfluss auf den Schmelzgang.

a) Quarz und quarzreiche Substanzen sind beim Hohofenprocess ein Haupterforderniss zur Schmelzung und Verschlackung der Erden. Ein Mangel daran erfordert bedeutende Temperaturerhöhung, ein Ueberschuss davon löst Eisen auf, macht dadurch die Schlacke flüssig und veranlasst die Erzeugung von weissem Roheisen; es

---

[1]) *Scheerer*, Met. II, 186.

[2]) Polyt. Centr. 1854 Nr. 3.

[3]) *Mushet*, Einfluss des Mangans aufs Eisen. *Karsten's* Archiv 1. R. I. b, 118. — *Berthier*, ibid. VII, 339.

müssen deshalb kieselhaltige Erze mit einem etwas strengflüssigen, **basischen** Zuschlage zu Gute gemacht werden, damit vor dem Schmelzen das Eisen sich reducirt und nicht in den Schlacken verloren geht. Die Kieselerde reducirt sich theilweise im Hohofen und das entstehende Silicium bildet dann stets einen Bestandtheil des Roheisens, und zwar hält dieses um so mehr davon, bei je höherer Temperatur dasselbe erblasen ist.

b) **Kalkhaltige Substanzen** und zwar

α) **Kohlensaurer Kalk** als **Kalkspath** oder **Kalkstein**, ist für sich sehr strengflüssig; er wirkt als ein sehr vortheilhaftes Flussmittel, indem er die Kieselsäure der Erze sättigt und den Schwefel- und Phosphorgehalt derselben zum grossen Theil aufnimmt und in die Schlacke führt.

β) **Flussspath**, wirkt sehr auf die Leichtschmelzigkeit und ist namentlich für kieselige Eisensteine ein vortrefflicher Zuschlag, indem das Fluor einen Theil des Siliciums in Gasform wegführt.

γ) **Mergel**, wirkt günstig auf die Schmelzung.

c) **Schwerspath**, macht den Schmelzgang strenger, wenn nicht gleichzeitig manganhaltige Substanzen vorhanden sind. Nur selten findet sich wohl Schwerspath in solcher Menge in zu verschmelzenden Eisensteinen, dass er einen Einfluss auf den Schmelzgang haben könnte.

d) **Silicate**, als:

α) **Feldspath** ($\bar{Al}\,\dddot{Si} + \dot{K}\,\dddot{Si}$), bildet eine leichtflüssige Schlacke.

β) **Glimmer** ($(\dot{K}, \dot{Mg}, \dot{Fe})^3\,\dddot{Si} + (\bar{Al}\,\bar{Fe})\,\dddot{Si}$), ist wegen seiner krystallinischen Bildung strengflüssig und nachtheilig, besonders im Gemenge mit Quarz als Glimmerschiefer.

Quarz, Feldspath und Glimmer als **Granit** und **Gneuss** sind nicht sehr leichtschmelzig, werden es aber durch Kalkzusatz.

γ) **Chlorit** ($(\dot{Mg}, \dot{Fe})^3\,\dddot{Si} + \bar{Al}\,\dddot{Si} + 2\,\dot{Mg}\,\dot{\bar{H}}$), ist weniger krystallinisch und namentlich wegen seines Eisengehaltes (bis 15 Proc. $\dot{Fe}$) ein guter, leichtflüssiger Gemengtheil.

δ) Hornblende $\dot{C}a\,(\dddot{S}i, \bar{A}l) + (\dot{M}g\,\dot{F}e)^3\,(\dddot{S}i, \bar{A}l)^2$, ist sehr leichtschmelzig und wirkt noch wegen ihres Eisengehaltes vortheilhaft (bis 15 Proc. $\dot{F}e$). Im Gemenge mit Feldspath als Grünstein wird sie noch leichtflüssiger.

ε) Augit $(\dot{C}a, \dot{M}g, \dot{F}e)^3\,(\ddot{S}i, \bar{A}l)^2$, schmilzt gut und hält bis 12 Proc. $\dot{F}e$.

ζ) Granat $(\dot{C}a, \dot{M}n)^3\,\ddot{S}i + (\bar{F}e, \bar{A}l)\,\ddot{S}i$, schmilzt gut, liefert eine vortreffliche Schlacke und wirkt vortheilhaft wegen seines Eisengehaltes (10 bis 12 Proc.)

η) Thon, Kieselthon, $\bar{A}l\,\ddot{S}i^3$ mit 73 $\ddot{S}i$ und 27 $\bar{A}l$ mit x Wasser; bewirkt für sich keine gute Schmelzung, wohl aber in Verbindung mit Kalk.

Aufbereitungsarten.

§. 5. Aufbereitung der Eisensteine. Die Aufbereitung[1]) der Eisenerze besteht gewöhnlich nur in einer Handscheidung und Klaubarbeit, welcher zur richtigen Erkennung derselben oft eine Läuter- oder Wascharbeit auf schiefen Ebenen vorausgeht. Von den schon in der Grube von tauber Gebirgsart möglichst befreiten Erzen wird auf der Halde durch Handscheidung taubes Gestein, schädliche Beimengungen, z. B. Schwefelkies, Schwerspath, Eisenkiesel, möglichst entfernt. Die hierbei entstehenden Abfälle kommen zur Klaubarbeit. Thoneisensteine lässt man vortheilhaft erst längere Zeit auf der Halde liegen, indem dadurch der Thon durch die Atmosphärilien mürbe gemacht wird. Seltener findet ein Verpochen und Schlämmen der Eisensteine, z. B. der Magneteisensteine, statt.[2])

Zweck.

§. 6. Abliegen der Eisensteine. Das Abliegen

---

[1]) *Karst.*, Eisenhüttenk. II, §. 445 u. 446 p. 168. — *Leblanc*, III, Tab. 1. 148. *Hennezel*, üb. d. Aufbereitung der Eisenerze in den Departements der Maas u. der Ardennen. Ann. d. min. 3. sér. XV, 85. Versuche der Eisenerz-Aufbereitung zu Taberg. *Lampad.*, Fortschr. p. 160.

[2]) Preuss. Zeitschr. 1853. Lief. 4 p. 198. — *Lampad.*, Fortschr. 1839 p. 160. — Bgwfd. II, 545.

der Eisensteine im Freien ist, wenn man es haben kann, für die demnächstige Verschmelzung derselben sehr vortheilhaft, indem durch den Einfluss der Atmosphärilien (durch Oxydation, Eindringen von Wasser und Gefrieren desselben etc.) eine Auflockerung derselben herbeigeführt wird. Besonders günstig wirkt dasselbe auf schwefelhaltige Erze, die man wohl Jahre lang auf Bühnen liegen lässt und daraus in trocknen Jahreszeiten durch künstliches Bewässern die sich bildenden schwefelsauren Salze auslaugt. Man macht dabei die Haufen nicht zu gross und wendet die Erze wohl von Zeit zu Zeit um. Durch zu lange fortgesetztes Verwittern werden dieselben zuweilen zu mürbe, so dass sie bei der Verhüttung, was nicht erwünscht ist, zu kleinen Stücken oder Pulver zerfallen.

rnahme ienstoine. Die Uebernahme der Eisensteine von Seiten der Hütte geschieht gewöhnlich nach dem Volumen, nachdem der Haufen sowohl behuf Bestimmung seines Werthes, als auch, um denselben richtig beschicken zu können, auf seinen Roheisengehalt probirt worden.

§. 7. Probiren der Eisenerze.

I. Eisensteinsprobe auf trocknem Wege.

'heorie. Zum Gelingen einer Eisensteinsprobe ist eine passende Beschickung unbedingt nöthig. Um eine solche herstellen zu können, muss die Natur des Eisensteins, namentlich in Bezug auf die Qualität und Quantität seiner Schlacken gebenden Bestandtheile ungefähr bekannt sein, indem man alsdann durch passende Zuschläge ein durch die Erfahrung als zweckmässig gefundenes Erdenverhältniss herstellen kann. Als das leichtschmelzigste hat sich nach *Bodemann's* Untersuchungen das Bisilicat der Kalk- und Thonerde = $\dot{C}a^3\,\dddot{S}i^2 + \dddot{A}l\,\dddot{S}i^2$ = 56 $\dddot{S}i$, 14 $\dddot{A}l$, 30 $\dot{C}a$ erwiesen, welches z. B. hergestellt werden kann durch Zusammenschmelzen folgender Substanzen:

$$\left.\begin{array}{l} 30\ Ca\ Fl = 15{,}69\ \dot{C}a \\ 25\ \dot{C}a\ \ddot{C} = 14{,}62\ \dot{C}a \end{array}\right\} - 30{,}31\ \dot{C}a$$

51 Thon ($\bar{Al}\,\bar{Si}^3$) { 14 $\bar{Al}$ — 14,00 $\bar{Al}$
37 $\bar{Si}$ }
19 Quarz } — 56,00 $\bar{Si}$

Rücksich beim Besc ken.

Um die möglichst grösste Menge Roheisen aus einem Eisensteine durch die Probe auszubringen, muss man sich bei der Beschickung obigem Verhältniss thunlichst nähern. Dies kann geschehen:

1) indem man, mit theilweisem Zuhülfenehmen des nassen Weges, nach dem *Berthier*'schen[1]) Verfahren die Menge der Schlacken gebenden Bestandtheile bestimmt und hiernach die betreffenden Zuschläge einrichtet. Dieses Verfahren wird als etwas umständlich seltener angewendet, wiewohl es, auf alle Eisensteine eines Hüttenwerkes ausgedehnt, von grossem Nutzen sein würde.

2) Indem man die Probe ihren äusseren Eigenschaften nach beschickt, z. B. Kieseleisensteine mit Kalk und Thon, thonige Eisensteine mit Kalk, kalkige mit Thon etc., und aus dem Schmelzresultat ersieht, ob die Beschickung richtig war, oder ob sie abgeändert werden muss und wie. Dies ist das gewöhnliche Verfahren der Eisenhütten. Hat man auf diese Weise, bei Zugrundelegung der über die Schmelzbarkeit der Silicate gemachten Erfahrungen (Bd. I, p. 287), einmal den richtigen Zuschlag für den von einer Grube gelieferten Eisenstein ausgemittelt, so kann man ihn in der Regel immer beibehalten, indem die Beschaffenheit desselben selten so verändert und ein kleiner Fehler beim Beschicken nie so einflussreich wird, dass ein falsches Resultat erfolgt. Ein kalkiger Eisenstein brausst mit Säuren, ein kieseliger giebt am Stahl Funken und ein thoniger entlässt beim Anhauchen den eigenthümlichen Thongeruch.

Als wesentliche Anhalten zur Beurtheilung der Richtigkeit der Beschickung dienen nun:[2])

---

[1]) *Berthier*, met. analyt. Chemie. Deutsch von *Kersten*. 1836 II, 278. *Bodemann*, Probirkunst. 1845 p. 256.

[2]) *Dumas*, angewandte Chemie III, 135. — *Tunner's* Jahrbuch. 1842 p. 96.

A. Die Schmelzbarkeit der Probe.

Hierbei kommen folgende Fälle in Betracht:

a) Die Probe ist nicht geschmolzen, das reducirte Eisen ist in Gestalt eines feinen grauen Pulvers in der Masse vertheilt. In solchem Falle hat man es mit armen, strengflüssige Bergarten enthaltenden Eisensteinen zu thun, wo bei mangelnder Thonerde ein solcher Ueberschuss an Kalk- und Talkerde vorhanden ist, dass nicht einmal ein Kalksingulosilicat entstehen kann. Solche Eisensteine (manche Spatheisensteine) müssen mit quarzigem Thon oder quarzreichem Thonschiefer etc. beschickt werden, wenn nicht die Strengflüssigkeit durch einen grossen Gehalt an $\dot{Mg}$ herbeigeführt ist. In solchem Falle muss man $\dddot{Si}$ und $\dot{Ca}$ zuschlagen, um den Gehalt an $\dot{Mg}$ herabzustimmen und die Schlacke leichtflüssiger zu machen. Eisensteine mit 20 % $\dot{Mg}$ gehören zu den strengflüssigsten.

b) Die Probe ist geschmolzen und aufgebläht, das Eisen liegt in Schaalen mit Schlacke gemengt, oder bisweilen als platte Körner zerstreut umher und ist mehr oder weniger geschmeidig. In solchem Falle enthalten die Bergarten Eisen- oder Mangansilicate, oder $\dddot{Si}$ ist überschüssig, sie verbinden sich bei beginnender Schmelzung mit einem Theil des noch nicht reducirten Eisens, und das dabei gebildete Eisensilicat wirkt auf das bereits erzeugte Roheisen oxydirend ein. Hierbei entsteht $\ddot{C}$, welche ein Aufschäumen der Schlacke verursacht, die gewöhnlich ein grünes, fleckiges, ins Graue ziehendes Ansehen erlangt. Unter solchen Umständen ist in einer Beschickung $\dot{Ca}$ der mangelnde Bestandtheil.

c) Die Probe ist gut geflossen, Schlacke und Eisenkönig haben sich gehörig gesondert, was für die Leichtflüssigkeit der Beschickung spricht. In solchem Falle muss aber stets noch berücksichtigt werden:

B. Das Aussehen der Schlacken.

a) Ist die Schlacke vollkommen durchsichtig, leicht zerbrechlich, im Bruch muschlig und scharfkantig, glas-

glänzend und dabei grün gefärbt, so war zu viel $\bar{S}i$ in der Beschickung.

b) Hat die Schlacke das Ansehen eines vollkommen geschmolzenen, aber etwas emailähnlichen, lichtgrau gefärbten Glases, so ist das richtige Erdenverhältniss getroffen.

c) Ist die Schlacke nicht emailartig, sondern steinig und sieht entweder trocken aus und hat einen rauhen Bruch oder ist halbdurchscheinend, wie Wachs, und erscheint mit dessen Glanz, besitzt dabei einen dichten, etwas krystallinischen Bruch, so nähert sie sich einem einfachen Silicate, worin also die basischen Erden vorwalten. Die Farbe dieser Schlacken ist oft gelb bis braun und rührt von einem Mangangehalte her.

C. Das Ansehen und Verhalten des Eisenkönigs.

a) Ist der König geschmeidig, so wurde durch Eisensilicate der Kohlenstoff des anfangs erzeugten Roheisens oxydirt.

b) Ein graphitischer König deutet auf ein leichtflüssiges Erz oder auf eine hohe Temperatur beim Schmelzen.

c) Ein feinkörniger, nicht graphitischer, dunkler König deutet auf eine hohe Temperatur.

d) Ist der König im Bruche weiss, so kann dies herrühren:

α) von einer stattgefundenen Entkohlung z. B. mittelst $\dot{F}e\,\bar{S}i$;

β) von einem stark manganhaltigen Erze, wo dann der König bei einem blättrigen oder muschligen Bruch spröde ist;

γ) von einem Gehalt des Roheisens an S, P, As, Sb etc.

Eine Eisenprobe wird demnach für gelungen zu halten sein, wenn bei vollständiger Schmelzung die Schlacke emailartig und lichtgrau oder steinig, und der Eisenkönig dunkelgrau aussieht und nicht geschmeidig ist.

kungs-
nisse.

Bodemann [1]) empfiehlt einen Zusatz von Borax zur Probe. Auf den Harzer Eisenhütten wendet man einen solchen, weil er leicht Eisen verschlackt, nur bei sehr strengflüssigen Erzen an. Für 1 Probircentner thonigen Brauneisenstein oder Kieseleisenstein ist ein zweckmässiger Zuschlag 45 % Flussspath und 50 % Kreide, dem man unter Umständen je nach dem Kalkgehalte 5—15 % Thon hinzufügen kann. Je ärmer der Eisenstein, desto mehr Flussmittel muss man geben. Häufig genügen 25 % Kreide und 20 % Flussspath.

Nach *Berthier* dürfen die Zuschläge gewisse Grenzen nicht überschreiten, ohne dass die Strengflüssigkeit vermehrt wird, nämlich 45—60 % $\ddot{S}i$, 20—35 % $\dot{C}a$ und 12—25 % andere Basen.

Karsten beschickt 1 Probircentner eines bei 100° getrockneten und gepulverten sehr reichen Eisenerzes, welches wenig Gangarten enthält, mit 10 % Flussspath und 10 % calcinirtem Borax; bei ärmeren Erzen mit 25 % Flussspath und 25 % Kalk, bei sehr armen Erzen mit 10 % Borax; arme Eisenerze mit viel Kalk oder anderen basischen Erden mit 20—25 % Quarz und 25 % Flussspath.

Bei Möllerproben [2]) (Bd. I. p. 54) gibt man keine besonderen Zuschläge.

Nach *Plattner* lässt sich bei den Eisenerzproben folgende Tabelle zum Anhalten nehmen:

---

[1]) *Bodemann*, Probirkunst. 1845. p. 252.

[2]) Ibid. p. 265.

Erze und Schlakken. 1 Probircentner.	Abgang oder Zuwachs beim Rösten. In Procenten.	Beschickung. In Procenten.	Ausbringen. In Procenten.
1) Magneteisenstein.	0,75 % Zuwachs, durch Oxydation des $\dot{F}e$ zu $\dddot{\bar{F}}e$.	10 % Kalk. 25 % Flussspath.	76 % Roheisen, auf dem Bruche mit Graphitausscheidung.
2) Eisenglanz.	0,10 % Zuwachs, (durch Verunreinigung).	5 % Kalk, 25 % Flussspath.	73,2 % Roheisen, auf dem Bruche grau, Graphitausscheidung, helle Schlacken.
3) Rotheisenstein.	9,70 % Abnahme, von Wasser herrührend.	25 % Kalk, 25 % Flussspath.	44,5 % Roheisen, grau, blättrig, Graphitausscheidung.
4) Brauneisenstein.	10,70 % Abgang, von Wasser herrührend.	20 % Kalk, 20 % Flussspath.	40,2 % halbirtes Roheisen.
5) Thoneisenstein.	9,20 % Abgang, von Wasser herrührend.	25 % Kalk, 25 % Flussspath.	44,1 % Roheisen, grau, blättrig, mit Graphitausscheidung.
6) Raseneisenstein.	11,8 % Abgang, von Wasser und organischen Stoffen herrührend.	25 % Kalk, 25 % Flussspath.	49,3 % halbirtes Roheisen.
7) Spatheisenstein.	13,2 % Abgang an Kohlensäure und Wasser.	10 % Kieselthon, 20 % Flussspath.	39 % Roheisen.
8) Eisenfrischschlacke.		20 % Kalk, 20 % Flussspath.	40 % weisses Roheisen.

Zubereite Schmelze Probe

Behuf der Schmelzung drückt man die mit den Zuschlägen zusammengeriebene Probe in einen feuerfesten, mit Kohle ausgefütterten Thontiegel (Bd. I. Taf. VII. Fig. 148 oder Fig. 149) fest ein, bedeckt die Oberfläche der Beschickung mit einer Lage Flussspath, thut darauf Kohlenstaub und auf diesen einen unterwärts markirten Kohlendeckel, welcher mit Lehm überzogen wird. Darauf setzt man die Probe, je nach ihrer Strengflüssigkeit, im Gebläseofen einer $^3/_4$—1stündigen oder im Zugofen einer 2—3stündigen starken Weissglühhitze aus. Das mit dem Kohlenfutter in Berührung befindliche Eisenoxyd wird unter Bildung von Kohlensäure reducirt. Durch die erhitzte Kohle wird die Kohlensäure in Kohlenoxydgas umgewandelt, welches die Beschickung durchstreichend das noch

übrige Eisenoxyd desoxydirt und das reducirte Eisen kohlt. Nach dem Erkalten der Probe wird der Eisenkönig, welcher aus einem Hauptkorne bestehen muss, entschlackt, die Schlacke zerstossen, mit einem Magnete etwa eingeschlossene Eisenkörner ausgezogen und diese dem Gewichte des Königs zugerechnet.

Zur Königshütte am Harze setzt man in einen Windofen 28—30 Eisenproben gleichzeitig ein und lässt sie 4—6 Stunden bis zum Erkalten darin. Der Ofen ist 2′ 10″ hoch, 2′ lang und 1′ 6¾″ breit. Der 7½″ hohe und 12″ weite Fuchs mündet in eine 20′ hohe Esse von 11″ Länge und 9¾″ Breite. Auf dem Boden liegen 7 Roststäbe von 2¼″ Breite und 2″ Stärke bei ⅜zölligen Zwischenräumen. Die Schmelztiegel sind kleiner als die Taf. VII. Fig. 148 und 149 verzeichneten, in Folge dessen ein besseres Durchwirken der Hitze stattfindet.

II. Eisensteinsproben auf nassem Wege.

1) Volumetrische Methoden.

uerite's nprobe.

a) *Marguerite's* Methode [1]) mittelst einer titrirten Lösung von übermangansaurem Kali.

Man löst Eisen oder Eisenerz (0,5—2 Gramm) in kochender concentrirter Salzsäure auf, filtrirt nöthigenfalls, reducirt das $\overline{\text{Fe}}$ durch Zusatz von eisenfreiem metallischen Zink zur verdünnten salzsauren Lösung zu Eisenoxydulsalz, was geschehen ist, wenn Rhodankaliumpapier mit einem Tropfen Lösung im ersten Augenblick keinen rothen Fleck gibt, und setzt so lange eine titrirte Lösung von rothem $\dot{\text{K}}\,\overline{\dddot{\text{Mn}}}$ hinzu, bis der letzte Tropfen nicht mehr entfärbt wird. Es oxydirt sich dabei das $\dot{\text{F}}\text{e}$ auf Kosten des Sauerstoffs in der $\overline{\dddot{\text{Mn}}}$ und letztere Verbindung wird dadurch entfärbt.

$$10\ \text{Fe Cl} + \dot{\text{K}}\,\overline{\dddot{\text{Mn}}} + 8\ \text{Cl H} =$$
$$5\ \text{Fe Cl}^3 + \text{K Cl} + 2\ \text{Mn Cl} + 8\ \dot{\text{H}}.$$

---

[1]) *Dingl.*, C. 381. — *Schwarz*, Maassanalysen, p. 55 B. u. h. Ztg. 1847. p. 140. — *Otto Graham's* Chemie, II. Bd. 2. Abth. p. 815 (1854). — *Mohr*, Lehrb. d. chem. analyt. Titrirmethode, 1855. Erste Abthlg. p. 151.

Soll der Oxydul- und Oxydgehalt getrennt bestimmt werden, so wird in einer Probe das vorhandene Oxydul direct ohne Reduction mit Zink bestimmt und in einer zweiten Probe nach vorheriger Reduction mit Zink der ganze Eisengehalt. Damit sich bei der Lösung das Eisenoxydul durch den Sauerstoff der im Gefässe enthaltenen Luft nicht höher oxydire, leitet man einen Strom Kohlensäure in dasselbe oder fügt zur Flüssigkeit etwas doppelt kohlensaures Natron.

Den Titre der Chamäleonlösung bestimmt man durch Auflösen von $\frac{1}{2}$ Aeq. = 1,4 Gramm Claviersaitendraht in Salzsäure und Zusatz der ersteren Lösung bis zum Eintritt der rothen Färbung. Dann wird die Lösung so weit verdünnt, dass genau 50 Cub. Cent. 1,4 Gramm Eisen oder 100 Cub. Cent. = 2,8 Gramm = 1 Aeq. Eisen entsprechen. Das Titriren der Chamäleonlösung lässt sich nach *Hempel* auch mit Oxalsäure und nach *Mohr* (c. l.) mit schwefelsaurem Eisenoxydul-Ammoniak vornehmen. Alle anderen Beimengungen ausser Kupfer und arseniger Säure, so wie organischen Substanzen schaden der Reaction nicht; erstere müssen zuvor mit Zn ausgefällt werden. Diese Probe gibt sehr genaue Resultate.

Penny' Verfahr

b) *Penny*[1]) wendet statt des übermangansauren Kalis saures chromsaures Kali an. Die titrirte Flüssigkeit wird bereitet, indem man in ein gewöhnliches Alkalimeter 44,4 Gramm $\dot{K}\,\breve{Cr}^2$ bringt und dieses in so viel Wasser löst, dass das Alkalimeter bis 0 gefüllt wird. 100 Gran Eisenerz werden dann in Salzsäure gelöst, das $\dddot{\overline{Fe}}$ mit einer hinreichenden Menge schwefligsaurem Natron zu $\dot{Fe}$ reducirt, der Ueberschuss von schwefliger Säure durch Sieden entfernt und dann die titrirte Flüssigkeit zugegossen, bis die Lösung mit rothem Blutlaugensalz keinen blauen Niederschlag mehr gibt. Die Anzahl von Theilungen des Alkalimeters, deren Inhalt verbraucht worden, dividirt durch 2, gibt die Procente von metallischem Eisen

[1]) *Dingl.*, CXXII, 434. — *Erdm.*, J. f. pr. Chemie, 1851. Nr. 18. B. u. h. Ztg. 1852, p. 89.

im Erze. Auf 100 Eisen sind durchschnittlich 88,7 Salz nöthig.

Schabus' Modification. Nach *Schabus* [1]) eignet sich das doppelt chromsaure Kali besser zur Bestimmung des Eisens, als das übermangansaure Kali, weil es beständiger ist und krystallisirt erhalten wird. Man reducirt das Eisen durch metallisches Zink zu Oxydul und setzt $\dot{K}\,\dddot{Cr}^2$ zu, bis rothes Blutlaugensalz in einem kleinen Tropfen keinen blauen Niederschlag mehr erzeugt.

$$2\,\dddot{Cr} + 6\,\dot{Fe} = \overline{\overline{Cr}} + 3\,\overline{\overline{Fe}}.$$

Streng's Modification. *Streng* [2]) verwendet zur Reduction des Eisenoxyds Zinnchlorür, dessen Titre er mit einer titrirten Lösung von chromsaurem Kali ermittelt. Die sichere Erkennung des Reactionsendes wird mittelst Stärkelösung bis zur Entfärbung der Jodstärke bewirkt.

Duflos' Methode. c) *Duflos'* [3]) Methode mittelst Jodkaliums und Zinnchlorürs. Sie gründet sich auf die Umwandlung des Eisenoxyds durch Jodkalium in Eisenjodür und freies Jod, welches letztere dann durch eine titrirte Lösung von Zinnchlorür absorbirt wird. Man löst den eisenhaltigen Körper in Salzsäure auf, setzt Jodkaliumlösung zu und giesst so lange titrirte Zinnlösung zu, bis die braune Farbe von Jod verschwunden ist. $\dot{Fe}$ muss zuvor durch Chlor in $\overline{\overline{Fe}}$ verwandelt sein.

100 Cub. Centm. einer Lösung von 5,90 Grm. Zinn in Salzsäure absorbiren 1,250 Grm. Jod.

Müller's Verfahren. d) *Müller's* [4]) Verfahren mittelst Zinnchlorür und Schwefelcyankalium. Zu der Lösung der in Eisenoxydsalz verwandelten Probe wird bis zum Verschwinden der gelben Farbe titrirte Zinnchlorürlösung gesetzt. Damit das Reactionsende deutlicher hervortrete, fügt man kurz vor der Entfärbung etwas Schwefelcyankaliumlösung, dann noch Zinnchlorür bis zum Verschwinden der rothen Fär-

---

1) *Erdm.*, J. f. pr. Chemie LV, 359. B. u. h. Ztg. 1852, p. 769.
2) *Pogg.*, XCIV, 1855, Nr. 4.
3) *Schwarz*, Maassanalysen, p. 58. — *Bolley*, Handb. d. techn. chem. Untersuchungen 1853, p. 230.
4) Ann. d. Chemie u. Pharm. LXXX, 98. Polyt. Centr. 1852, p. 312.

bung hinzu. Es bedarf eines grösseren Zusatzes Zinnchlorürlösung, um die rothe Färbung zum Verschwinden zu bringen, wodurch die Genauigkeit des Verfahrens alterirt wird.

Opperman's Methode

e) *Oppermann*[1]) oxydirt das Eisenoxydul zu Oxyd durch eine titrirte Chlorkalklösung und erkennt das Reactionsende daran, dass eine der Flüssigkeit zugesetzte Indigolösung eben entfärbt wird. Die Chlorkalklösung wird nach und nach bei Zutritt der Luft verändert.

Kotschoubey's Methode

f) *Kotschoubey's*[2]) Methode mit chlorsaurem Kali. Man löst das Eisenerz etc. in Cl H, reducirt das Eisen zu Oxydul und setzt eine titrirte Lösung von chlorsaurem Kali zu, wobei folgende Reaction vor sich geht:

$$\dot{K}\,\bar{\bar{Cl}} + 6\,HCl = KCl + 6\,H + 6\,Cl$$
$$6\,Cl + 12\,Fe\,Cl = 6\,Fe\,Cl^3.$$

Die Beendigung der Reaction bemerkt man durch einen mit schwefelsaurer Indigolösung gefärbten Papierstreifen, wenn dieser entfärbt wird. Diese Methode hat denselben Effect, wie die *Marguerite*'sche mit Chamäleonlösung, nur dass die Lösung von chlorsaurem Kali nicht durch organische Stoffe verändert wird.

2) Colorimetrische Proben.

Herapath's und Ragsky's Methode

a) *Herapath's*[3]) und *Ragsky's*[4]) Probe mit Schwefelcyankalium für geringe Eisenmengen. Man bereitet äusserst verdünnte Eisenchloridlösungen von bekanntem Eisengehalt und zwar in stufenweiser Verdünnung von $^1/_{1000}$ — $^1/_4$ Gramm und bewahrt die mit Schwefelcyankaliumlösung versetzten rothen Proben in Röhren von nahe gleichem Durchmesser auf. Damit vergleicht man dann, ähnlich wie bei der *Heine*'schen Probe (Bd. II. p. 150), ein gewisses Volumen der eisenhaltigen Lösung mit der Schwefelcyankaliumlösung.

---

[1]) *Liebig's* Jahresber. 1853, p. 672.
[2]) *Erdm.*, Jahrb. f. pr. Chemie XLIX, 184.
[3]) *Erdm.*, J. f. pr. Chemie LV, 255. B. u. h. Ztg. 1852, p. 584.
[4]) B. u. h. Ztg. 1854, p. 280.

Fuchs'sche Eisenprobe.

3) *Fuchs'*sche Eisenprobe[5]).

Ein Probircentner Eisenstein wird mit einem starken Ueberschuss von Salzsäure gekocht, das aufgelöste Eisen, wenn solches nicht als Oxyd vorhanden ist, durch Zusatz von etwas chlorsaurem Kali höher oxydirt und, nachdem alles Chlor durch Kochen ausgetrieben, mit 1½ bis 2 Probircentnern spiralförmig zusammengerollten blanken Kupferstreifen, welche aus der Flüssigkeit nicht hervorragen dürfen, erhitzt. Dabei verwandelt sich das Eisenchlorid unter Auflösung einer bestimmten Menge Kupfer als Kupferchlorür in Eisenchlorür, welcher Process bei dem Hellwerden der Lösung vollendet ist.

$$Fe^2\,Cl^3 + 2\,Cu = 2\,Fe\,Cl + Cu\,Cl.$$

Man erfährt die Grösse des Eisengehaltes, wenn man die aufgelöste Kupfermenge mit dem Aeq. des Eisens = 28 multiplicirt und das Product durch das Aeq. des Kupfers = 31,7 dividirt, nach der Proportion:

$$2\,Fe : 2\,Cu = x : a,$$

worin a die aufgelöste Kupfermenge und x die zu suchende Eisenmenge bezeichnet. Der gefundene Eisengehalt kann leicht auf Oxydul oder Oxyd umgerechnet werden.

Kommen in einem Eisenerz Eisenoxydul und Oxyd gleichzeitig vor und sollen beide neben einander bestimmt werden, so muss man den Versuch mit Kupfer zweimal anstellen, einmal vor der Oxydation, dann nach der Oxydation mit chlorsaurem Kali. Bei dem ersten Versuch findet man den Gehalt des im Erze enthaltenen Eisenoxyds, beim zweiten die Menge des im Erze vorhandenen Oxyds und des durch Oxydation des Oxyduls entstandenen Oxydes. Wird die beim ersten Versuche gefundene Eisenoxydmenge von der letzteren abgezogen, so erhält man diejenige Menge Eisenoxyd, welche auf Oxydul umgerechnet werden muss, um den Gehalt des letzteren im Eisenerze zu finden. 100 Theile Eisenoxyd entsprechen 89,78 Theilen Eisenoxydul. Ausser Arsensäure,

---

[1]) *Dingl.*, LXXIII, 36; LXXV, 311; XCIII, 306. — *Erdm.*, J. f. pr. Chemie LXI, 127.

welche das Kupfer ebenfalls oxydirt, wirken die die Eisenerze gewöhnlich begleitenden Substanzen nicht störend auf das Resultat der Probe ein.

Löwe[1]) zeigt durch eine Reihe von Bestimmungen, dass die *Fuchs*'sche Eisenprobe zur Ermittelung des Eisenoxyds einer grossen Genauigkeit fähig sei. *Brant*[2]) findet dagegen, dass *Löwe's* Resultate, wie seine eigenen, auf Procente berechnet, Fehler von 1—3 Proc. ergeben. Er glaubt, die Methode würde erst dann eine genaue sein, wenn man den Punkt, wo die Eisenoxydlösung zu Oxydul reducirt ist, schärfer bestimmen könne.

Empfehlu werthe Ei proben

Neben der Eisenprobe auf trocknem Wege wird die *Fuchs*'sche Eisenprobe von dem Hüttenmann am meisten angewandt. Sie führt rasch und hinreichend sicher zum Ziele, wenn man nicht zu wenig Kupferblech anwendet, nach *Weeren*[3]) das 20—25fache des Eisens. Auch empfiehlt sich *Marguerite's* Eisenprobe sehr.

III. Beschickungsproben für den Hohofenbetrieb.

Zweck

Die Beschickungsproben bezwecken, durch Schmelzversuche im Kleinen zu ermitteln, in welcher Weise man für einen Hohofenbetrieb gegebene Eisensteine mit einander zu vermengen (zu gattiren) und mit Zuschlägen zu versehen (zu beschicken) hat, um mit dem geringsten Brennmaterialaufwande die möglichst grösste Menge Roheisen darzustellen. Ist bereits eine Hohofenbeschickung vorhanden, so lehren damit angestellte Schmelzproben, ob Schlackenmenge und darstellbarer Roheisengehalt in einem passenden Verhältnisse zu einander stehen, ob die Schlacken einen erwünschten Grad von Schmelzbarkeit haben, ob und welche erdigen Körper man zweckmässig zuschlagen muss etc.

Vor dem Beginn solcher Proben untersucht man die Eisensteine auf den daraus darstellbaren Eisengehalt nach einer der im Vorhergehenden beschriebenen Methoden,

---

1) *Erdm.*, J. f. p. Chem. LXI, 127.
2) Pharm. Centralbl. 1854 p. 864.
3) *Erdm.*, J. f. pr. Chem. LXIV, 61.

sowie auch auf die Quantität der darin enthaltenen schlakkengebenden Bestandtheile. Zu letzterem Zwecke hat *Berthier*[1]) ein einfaches Verfahren angegeben, welches zwar nicht die Genauigkeit einer Analyse erreicht, aber vollständig genügt und nachstehende Operationen erfordert:

…be auf …ckenge- Bestand- …heile.

1) Bestimmung des Glühverlustes durch Calciniren des bei 100° C. getrockneten Erzes: 1 Probircentner feingepulvertes Erz wird in einem Röstscherben (Bd. I, Taf. VII, Fig. 141) einer anhaltenden Rothgluth, bis kein Gewichtsverlust mehr stattfindet, ausgesetzt und der dadurch entstehende Verlust je nach der Natur des Eisensteins als Wasser, Kohlensäure oder kohlige Theile in Anrechnung gebracht. Dabei ist zu berücksichtigen, ob beim Vorhandensein von Eisen- oder Manganoxydul im Eisenstein durch das Glühen desselben eine Sauerstoffaufnahme stattgefunden hat. Wie viel von dem Glühverlust als Kohlensäure anzunehmen, ergiebt die folgende Operation.

2) Bestimmung des Kalkgehaltes. 1 Probircentner des bei 100° getrockneten Erzes wird mit mässig starker Essigsäure oder verdünnter Salpetersäure in der Kälte behandelt, der dabei bleibende ungelöste Rückstand auf einem gewogenen Filter gesammelt, ausgesüsst, getrocknet und gewogen. Die Differenz zwischen demselben und dem angewandten Erz ergibt den Gehalt an kohlensaurer Kalkerde oder an kohlensaurer Kalk- und Talkerde. Es ist für den vorliegenden Zweck meist genügend, diese Differenz als kohlensauren Kalk in Anrechnung zu bringen, welcher 56 $\dot{C}a$ und 44 $\ddot{C}$ enthält.

3) Bestimmung des Thon- und Quarzgehaltes. 1 Probircentner des bei 100° C. getrockneten Erzes wird mit Königswasser (bei titanhaltigen Eisensteinen mit Schwefelsäure) gekocht, der unlösliche Rückstand abfiltrirt, aus-

[1]) *Berthier*, Handb. d. metallurg. analyt. Chemie, deutsch von *Kersten*. II, 273 (1836). — *Bodemann's* Probirkunst 1845 p. 256.

gesüsst, getrocknet, geglüht und gewogen. Dieser Rückstand kann, je nach der mineralogischen Beschaffenheit der Beimengungen des Erzes, Thon oder Kieselerde, oder beide zugleich, ferner unzerlegte Silicate, seltener Schwerspath etc. enthalten. Manche Kieselthone und Silicate, die mit dem Eisenstein einbrechen, werden vom Königswasser mehr oder weniger angegriffen.

Wird die Summe der nach 1, 2 und 3 gefundenen Zahlen von dem zur Untersuchung genommenen Gewichte abgezogen, so ergibt sich der im Eisenstein enthaltene Eisengehalt (wegen des Calcinirens) als Oxyd. ($\bar{\bar{F}}e$ = 70 Fe und 30 O.)

Nennt man nun (bei Anstellung einer Roheisenprobe auf trocknem Wege) A das Gewicht des rohen Erzes; B das Gewicht desselben nach dem Calciniren; C, C′, C″ das Gewicht der rohen ungeglühten Flusszusätze (Quarz, kohlensaurer Kalk und Kieselthon von bekannter Zusammensetzung); D den Gehalt derselben an feuerbeständigen Körpern; M das Gewicht des erhaltenen Roheisens und S das Gewicht der Schlacke, so lässt sich aus diesen Daten der Sauerstoffgehalt O finden nach folgender Zusammenstellung:

A rohes Erz = calcinirtem Erz . . . . . B
Roher Fluss C wurde zugesetzt = an feuerbeständigen Substanzen . . . . D

Summe der feuerbeständigen Substanzen B + D.

Es wurde erhalten: Roheisen M, Schlacke S . . . . . M + S.

Verlust O.

Befindet sich das Eisen auf einer bekannten Oxydationsstufe im Probirgute und enthält dieses nur eine geringe Menge Mangan, so muss die Sauerstoffmenge O ziemlich genau der Menge des erhaltenen Roheisens M entsprechen, und war dieses der Fall, so ist die Probe richtig. Unter Berücksichtigung der Qualität und Quantität der gefundenen Schlacke gebenden Bestandtheile des

Erzes wählt *Berthier* die feuerbeständigen Zuschläge in der Art, dass eine Zusammensetzung von nahe $\ddot{\mathrm{Si}} = 58{,}2$, $\bar{\ddot{\mathrm{Al}}} = 15{,}7$ und $\dot{\mathrm{Ca}} = 26{,}1$ entsteht; *Bodemann* zieht das Verhältniss 56 $\ddot{\mathrm{Si}}$, 14 $\bar{\ddot{\mathrm{Al}}}$ und 30 $\dot{\mathrm{Ca}}$ vor.

Nachdem auf die vorstehende Weise der Gehalt an schlackengebenden Bestandtheilen und an Eisen gefunden worden, lässt sich eine passende Gattirung oder Beschikkung unter Berücksichtigung des Inhalts des §. 101 Bd. I und des §. 27 Bd. III, Theil 2 zusammensetzen, wie aus dem Bd. I, pag. 60 angeführten Beispiele zu ersehen ist.

Die beschickte Probe wird nach Art einer Roheisenprobe, jedoch mit Hinweglassung der Zuschläge ausgeführt und nach der Beschaffenheit des Roheisens und der Schlacke (pag. 26) ein Urtheil über die zweckmässige Wahl der Beschickung gewonnen.

B. Zuschläge.

Zweck der Zuschläge.

§. 8. Zweck und Beschaffenheit der Zuschläge.

Nur wenig Eisenerze (manche Magnet-, Spath- und Brauneisensteine) sind in einem solchen Verhältniss mit erdigen Beimengungen verbunden, dass sich dieselben ohne Zusatz anderer erdiger Stoffe (Zuschläge) durch Verschlacken rein abscheiden; bei den bei weiten meisten würde die Schmelzung für sich nur auf Kosten eines bedeutenden Brennmaterialaufwandes, Eisenverlustes durch Verschlackung, eines schlechten Schmelzproductes und bei einem höchst unregelmässigen Ofengang geschehen. Man muss daher den Eisensteinen in den meisten Fällen zur leichteren Verschlackung der Erden und zur guten Ausschmelzung des Eisens Zuschläge geben, deren Natur sich nach der Beschaffenheit des Eisensteins richtet, je nachdem dieser kieselig, kalkig oder thonig ist. Zuweilen befinden sich Hütten in der Lage durch zweckmässige Gattirung verschiedener Erze dieser unhaltigen Zuschläge entbehren zu können.

Wahl der Zuschläge.

Die gute Wahl der Zuschläge besteht darin, dass sie in der zur Erzeugung einer bestimmten Roheisenart er-

forderlichen Temperatur schmelzbare Silicate bilden, die möglichst wenig Eisen enthalten. Mit der Bildung einer gewissen Quantität Schlacken hängt immer eine qualitativ und quantitativ vortheilhafte Eisenproduction zusammen. Erfahrungsmässig hat diese Schlackenbildung zu betragen auf 100 Theile Gusseisen:

Für Holzkohlenöfen, welche Roheisen zur Stabeisenfabrikation liefern, 120—170 Theile.

Für Holzkohlenöfen, welche graues Roheisen zur Giesserei liefern, 230—280 Theile.

Für Cokesöfen, welche weisses oder halbirtes Roheisen liefern, 137—201 Theile.

Für Cokesöfen, welche graues Roheisen liefern, 259—298 Theile.

Als solche Zuschläge werden nun angewandt:

Beschaffen der Zuschl.

a) Kalk und kalkhaltige Fossilien. Bei rein kieseligen Erzen nimmt man am besten zur Sättigung der $\dddot{\bar{S}}i$ thonigen Kalkstein (Mergel), bei gleichzeitig thonigen Erzen reinen Kalkstein. Dolomit ist unter Umständen ein zweckmässiger Zuschlag bei magnesiafreien Erzen und Flussspath unter allen Umständen, namentlich für strengflüssige Erze am vortrefflichsten und wirksamsten, indem er eine sehr leicht- und dünnflüssige Schlacke gibt.

Nach *Levy* und *Schmidt*[1]) ist die Anwendung des gebrannten Kalkes weit vortheilhafter, als die des rohen, indem dessen $\ddot{C}$ erst bei einer so hohen Temperatur im Hohofen entweicht, bei welcher dieselbe theilweise von der Kohle in $\dot{C}$ umgewandelt wird, so dass ein Theil Kohlen unnütz verbrennt. *Tunner*[2]) erhielt ähnliche Resultate, während sich nach *Eck*[3]) der Erfolg wenig änderte, wenn man gebrannten Kalk statt ungebrannten anwandte. Auf den Oberharzer Eisenhütten wird seit langen Jahren der Kalk stets im gebrannten Zustande zur Beschickung genommen. In England und Schottland wird der Kalkstein überall

---

[1]) *Dingl.*, CXIX, 353. — B. u. h. Ztg. 1851 p. 201; 1853 p. 377.

[2]) B. u. h. Ztg. 1852 Nr. 39; 1853 p. 745.

[3]) *Karst.*, Archiv 2. R. XXV, 486.

ungebrannt und ungepocht, meistens in grossen Stücken aufgegeben, indem ihm die Höhe der Oefen hinreichende Gelegenheit gibt, zerkleinert zu werden und seine C̈ zu verlieren.

b) Quarz und kieselige Substanzen, werden selten angewandt, indem die Kieselsäure fast nie gänzlich fehlt und gewöhnlich in den Gang- und Gebirgsarten in so reichlicher Menge in den Eisenerzen vorkömmt, dass meist basische Zuschläge angewandt werden müssen, um sie zu verschlacken. Reinen Quarz wendet man wohl kaum an, besser thonige Substanzen und eisenhaltige Silicate, wie Hornblende, Basalt etc. Ein Ueberschuss an Kieselerde ist im Allgemeinen nachtheiliger, als ein solcher an Basen.

c) Thonige Substanzen schlägt man kalkigen und talkigen Erzen zu.

Ausser zur Beförderung der Schmelzbarkeit sollen die Zuschläge das Roheisen gegen die Einwirkung der Gebläseluft schützen und gewisse für das Roheisen schädliche Producte zerstören oder sich damit verbinden, z. B. Schwefel und Phosphor mit Kalk. Man wendet die Zuschläge gewöhnlich in gleicher Grösse wie die Erze an, nur bei ocherigen Erzen nimmt man sie etwas gröber. Sind sie schwierig zu zerkleinen, enthalten sie Kohlensäure und Wasser, so werden sie vorher erst gebrannt (Kalk).

C. Brennmaterialien.

Eigenschaften. §. 9. Allgemeines. Von den Eigenschaften der Brennmaterialien[1]) war schon im 4. Abschnitt des allgemeinen Theils der Hüttenkunde §. 25—36 p. 369 ausführlich die Rede, weshalb derselben hier nur in so weit gedacht werden soll, als und wie sie sich zur Erzeugung von Roheisen eignen.

Wirkung. Die Wirkung der Brennmaterialien hierbei muss eine

[1]) *Hartmann*, Vademecum. 1854 p. 6. — *Valerius*, Roheisenfabrikation, deutsch von *Hartmann*. 1851 p. 114.

zweifache sein, nämlich die Reduction des oxydirten Eisens herbeiführen und beim Verbrennen die zum Schmelzen des Eisens und der schlackengebenden Bestandtheile nöthige Temperatur liefern.

Das alte Vorurtheil, nur verkohlte Brennmaterialien seien beim Eisenhohofenprocess anwendbar, ist durch vielfache günstig ausgefallene Versuche mit unverkohlten Brennstoffen widerlegt, wenn auch dadurch wieder mancherlei Schwierigkeiten entstanden.[1])

Wirkung roher Brennmaterialien.

Der grössere Effect roher Brennmaterialien bei Desoxydationsprocessen möchte im Folgenden seinen Grund haben:

a) Die flüchtigen Producte, welche bei der allmähligen Verkohlung der rohen Brennmaterialien im Ofen entstehen, entwickeln sich bei einer Dunkelrothglühhitze, bei welcher schon eine, wenn auch nur theilweise Reduction des Eisenoxydes eintritt, so dass eine Einwirkung der Verkohlungsproducte auf dasselbe sehr wahrscheinlich ist.

b) Es ist eine Erfahrung, je langsamer ein Verkohlungsprocess geleitet wird, desto mehr Kohle wird ausgebracht. Da nun rohes Brennmaterial in einem Eisenhohofen einer langsamen Temperaturerhöhung, bei gleichzeitigem Druck des Eisensteins, welcher die Entmischung verzögert, ausgesetzt wird, so ist es möglich, dass das Maximum des darstellbaren Kohlengehaltes, jedenfalls aber doch mehr, als beim gewöhnlichen Verkohlungsprocesse, erlangt wird. Sollen rohe Brennmaterialien mit Vortheil verwandt werden, so muss die Verkohlung langsam vor sich gehen, was man durch einen weniger lebhaften Gichtenwechsel bewirkt. Da nun hiermit die Production sinkt, so müssen die Oefen grösser gemacht werden.

Zu aschenreiches Brennmaterial gibt eine zähe Schlacke, die die Formen verschmiert und Versetzungen veranlasst; zu weiches und zerreibliches Brennmaterial sperrt dem Wind

---

[1]) Ueber Anwendung roher Brennmaterialien: *Erdm.*, J. f. pr. Ch. VI, 231. — *Erdm.*, J. f. ök. Ch. XII, 342. — *Dingl.*, LIX, 36. — *Karst.*, Eisenhüttenkunde II, §. 494; III, §. 694. — B. u. h. Ztg. 1843 p. 545. — *Karst.*, Archiv 2. R. XII, 355. — B. u. h. Ztg. 1843 p. 545.

den Durchgang. Die zur Darstellung einer gewissen Quantität Eisen erforderliche Menge Brennmaterial hängt ab von der Beschaffenheit des Erzes und dem Eisengehalte der Beschickung, von der Menge, Pressung und Temperatur der Gebläseluft, von der Ofenconstruction und von der Art des zu erzeugenden Roheisens.

§. 10. Rohe Brennmaterialien.

1) Holz.[1]) Es ist eine, namentlich in Frankreich, vielfach gemachte Erfahrung, dass Holz bei Eisenhohöfen eine Ersparung an Brennmaterial gewährt, und zwar wird es im stark gedörrten oder halb verkohlten Zustande ungleich wirksamer, als im rohen. Dagegen pflegt aber damit ein ungleichartiger, leicht in Rohgang sich neigender Schmelzgang verbunden zu sein, indem die Hitze im oberen Theile des Ofenschachtes (in der Vorwärmzone) steigt, in den übrigen Zonen (Reductions-, Kohlungs-, Schmelz- und Verbrennungszone) aber deprimirt wird. In Folge dessen kann das Erz in einem nur theilweise reducirten, oder das reducirte Eisen in einem nur unvollständig gekohlten Zustande in den Schmelzraum gelangen, wodurch Rohgang eintritt. Zwar lässt sich demselben durch Anwendung erhitzter Gebläseluft entgegenwirken, allein mit Erfolg nur bei strengflüssigen Erzen, weit weniger bei leichtflüssigen. Zuweilen kommen in mit Holz betriebenen Oefen Explosionen vor.[2])

Das Holz zeichnet sich vor den meisten mineralischen Brennstoffen durch seine gleichmässige Zusammensetzung

---

[1]) *Erdm.*, J. f. ök. Ch. XII, 337; XIV, 416; XVI, 275; XVII, 471. — *Erdm.*, J. f. pr. Ch. II, 337. — *Dingl.*, LXI, 480; LXIV, 235; LXIX, 142; LXVIII, 441. — *Karst.*, Arch. 2. R. XII, 408; XXV, 261. — Bgwfd. II, 501, IV, 485. — Polyt. Centr. 1853 p. 172. — *Tunner's* Jahrb. 1854 p. 210. — *Valerius*, Roheisenfabr., deutsch von *Hartmann*. 1851 p. 138. — Oestr. Zeitschr. 1853 p. 62, 197. — B. u. h. Ztg. 1842 p. 441; 1852 p. 481. — Ann. d. min. 3 sér. (VI, 451, 467; IX, 155; XI, 523; XIII, 715; XV, 41. — *Dingl.*, LXXXVIII, 264; XC, 28. B. u. h. Ztg. 1855 p. 153.

[2]) Bgwfd. V, 193. — Ann. d. min. 3 sér. XVI, 254; XIX, 167. — B. u. h. Ztg. 1842 p. 312.

und den geringen Gehalt ($^1/_2$ Proc.) an fremden, nicht schädlichen Beimengungen aus, welche Eigenschaft den mit Holz und Holzkohlen betriebenen Hütten grosse Vorzüge gewährt. Diesen nützlichen Eigenschaften treten aber, sobald das Holz im unverkohlten Zustande verwandt werden soll, die wesentlichen Nachtheile entgegen, dass dasselbe aus der eigentlichen Holzsubstanz eine geringere Wärme entwickelt, als die selbst mit bedeutenden Quantitäten erdiger Beimengungen verunreinigten mineralischen Brennstoffe. Ausserdem macht der hygroskopische Wassergehalt des Holzes die daraus entwickelten Wärmemengen ungleich. Um von dem Holze den ganzen Nutzeffect, den es zur Hervorbringung hoher Temperaturen zu geben vermag, zu erlangen, muss vorher sein Gehalt an hygroskopischem Wasser entfernt werden. Dies kann (Bd. I, p. 87) dadurch geschehen:

1) dass man die aus einem Feuerraum strömenden verbrannten Gase in Darrkammern unmittelbar mit dem Holze in Berührung bringt, wie dies z. B. zu Lippitzbach[1]) in Kärnthen geschieht;

2) dass man die verbrannten heissen Gase in eisernen oder blechernen Röhren, deren Wände die Wärme ausstrahlen, durch das sie umgebende Holz strömen lässt. Dieses Verfahren ist z. B. zu Neuberg[2]) in Steiermark üblich. Auch werden Wasserdämpfe zum Darren angewandt.

Le Play hat sehr wichtige Grundsätze angegeben, welche befolgt werden müssen, um die Kunst der Vorbereitung des Holzstoffes zu vervollkommnen, und Apparate zu diesem Behufe in Vorschlag gebracht.

Torf.

2) Torf. Nach *Karsten* ist lufttrockner Torf[3]) wegen

---

[1]) *Le Play*, Grundsätze, welche die Eisenhüttenwerke mit Holzbetrieb und die Waldbesitzer befolgen müssen, um den Kampf gegen die Hütten mit Steinkohlenbetrieb erfolgreich führen zu können. Deutsch von *Hartmann*. 1854 p. 38. — B. u. h. Ztg. 1843 p. 377. Holzdarrofen zu Feistritz in Kärnthen. B. u. h. Ztg. 1848 p. 484.

[2]) *Le Play*, c. l. p. 48.

[3]) B. u. h. Ztg. 1843 p. 441, 832; 1845 p. 297; 1851 p. 427. — Bgwfd.

zu starken Schwindens beim Eisenhohofen nicht wohl anwendbar, wogegen sich der gedörrte Torf zum Verschmelzen der Eisenerze eignet, wenn er nicht zu viel und zu phosphorhaltige Asche hinterlässt. Zu Ransko[1]) in Böhmen erhielt man bei theilweiser Ersetzung der Holzkohlen durch Torf günstige Resultate. In Irland[2]) fand man, dass Eisen mit Torf bereitet, dehnbarer als schwedisches Eisen sei. Während die Eisenschmelzversuche mit Torf zu Rothehütte am Harze 1841 kein besonders günstiges Resultat gaben, so erwiesen sich bei dem Versuche zu Altenauer Eisenhütte die Kosten für Kohlen und Torf als gleich. Die neuesten Versuche sind jedoch wegen schlechter Beschaffenheit des Torfes wieder ungünstig ausgefallen.

Auch auf Tangerhütte[3]) und zu Schlackenwerth[4]) in Böhmen wendet man Torf an.

In Irland[5]) wird Torf mit Vortheil verkohlt.

Braunkohle.

3) Braunkohle.[6]) Sie eignet sich nicht zur Benutzung in Schachtöfen, weil sie bei geringem Druck in Pulver zerfällt und ausserdem sehr häufig einen bedeutenden Aschengehalt besitzt.

Steinkohle.

4) Steinkohle. Die Anwendung roher Steinkohlen[7]) anstatt der Cokes hat eine grosse Ersparung an Brennmaterial gewährt, wiewohl der Hohofenbetrieb etwas schwieriger geworden ist. Man wendet gegenwärtig in

---

III, 189; IV, 412; VI, 285; VIII, 263. — *Tunner's* Jahrb. 1854 p. 236. — Oestr. Zeitschr. 1854 p. 399.

[1]) Bgwfd. VIII, 321. — B. u. h. Ztg. 1845 p. 297.

[2]) Bgwfd. I, 375.

[3]) *v. Carnall's* Zeitschr. II. Bd. 4. Lief. 1854 p. 161.

[4]) Oestr. Zeitschr. 1855 Nr. 25.

[5]) Oestr. Zeitschr. 1854 p. 330.

[6]) *Karst.*, Eisenhüttenkunde II, p. 370.

[7]) *Erdm.*, J. f. pr. Ch. XVII, 417; XLII, 145. — *Karst.*, Arch. 2. R. XII, 496. — *Dingl.*, VIII, 329; XLV, 282. *Hartmann*, Steinkohlen und Eisen in statistischer Beziehung 1854. — *Hartmann*, die mineralischen Brennstoffe. 1853. — *v. Carnall*, preuss. Zeitschr. 1855, Bd. III, Lief. 1 p. 97. — *Herold*, der Bergbau in dem Steinkohlengebirge Englands in: *von Carnall*, preuss. Zeitschr. 1855 Bd. III. Lief. I, p. 10.

England, Schottland und Wales dieses Brennmaterial häufig an. Am vortheilhaftesten haben sich aschenarme Sinter- und Sandkohlen bei Anwendung von heisser Gebläseluft bewährt.

In Frankreich und Belgien ist es nicht gelungen, eine den englischen und schottischen Kohlen ähnliche Steinkohlensorte aufzufinden, welche sich mit gleichgutem Erfolge beim Hohofenbetrieb bewährte. Ausserdem nimmt der hohe Preis der Stückkohlen, welche die französischen und belgischen Gruben nur in geringer Menge liefern, einem günstigen Erfolge der Versuche das Hauptverdienst, das der Kostenermässigung. *Dehayin* und *Hamois*[1]) haben deshalb versucht, dem Steinkohlenklein durch Bindemittel eine geeignete Form zu geben, um dasselbe in dieser Gestalt nutzbarer zu machen.

Anthracit.

Der Anthracit[2]), die älteste Steinkohle, wird neuerdings häufiger zum Eisenschmelzen angewandt. Er erfordert wegen seiner grossen Dichtigkeit starke Windpressung, erhitzte Gebläseluft, so wie eine ganz allmählige Erwärmung bis zu der Temperatur, bei welcher er verbrennen kann. Bei plötzlicher Erhitzung zerspringt er und verwandelt sich in Staub. Er liefert ein besseres Roheisen als Cokes und Steinkohlen. Häufig findet Anthracit in Nordamerika[3]), Schottland und England[4]) Anwendung.

Künstliche Brennmaterialien.

5) Künstliche Brennmaterialien[5]), durch Zusammenkitten von Brennmaterialabfällen erzeugt, sind auch für das Eisenschmelzen in Vorschlag gebracht.

---

1) Bgwfd. XVIII, 66.

2) Bgwfd. I, 295, 485; VI, 186; VII, 126; VIII, 54. — B. u. h. Ztg. 1843 p. 85, 255, 964; 1849 p. 314. — *Erdm.*, J. f. pr. Ch. 1835 IV, 393; XXVI, 254. — *Dingl.*, LIX, 36; LXVI, 316; LXVII, 235; LXIX, 397; LXXIX, 235; LXXXV, 224; LXXXVI, 292; XCII, 441. — Ann. d. min. 3. sér. III, 71; IV, 127; XIV, 25.

3) B. u. h. Ztg. 1849 p. 314; 1852 p. 755; 1853 p. 905; 1854 p. 149. Bgwfd. XIII, 89.

4) *Karst.*, Arch. 2. R. XXV, 579, 601.

5) *Dingl.*, LXXIX, 319; LXXX, 315, 392, 462; LXXXVI, 367, 396; XCI, 135; XCII, 335; XCIV, 244; XCVIII, 333. Bgwfd. XVIII. 66.

§. 11. Verkohlte Brennmaterialien.

Holzkohlen u. Cokes.

1) Holzkohlen und Cokes[1]) sind die gebräuchlichsten Brennmaterialien für den Eisenhohofen, und es hängt die Auswahl des einen oder anderen Materials hauptsächlich von Lokalverhältnissen ab. Bei Holzkohlenöfen pflegt man bei geringerer Production auf ein gutes Produkt hinzuarbeiten, bei Cokes dagegen, deren Beschaffenheit selbst bei gemässigtem Betriebe die Herstellung eines besonders guten Roheisens meist nicht zulassen würde, sucht man diesen Uebelstand gewöhnlich durch Vermehrung der Production auszugleichen, zu deren Steigerung die mit steiler Rast versehenen und durch ein beträchtliches Quantum erhitzter und stark gepresster Gebläseluft gespeisten Oefen beitragen.

Zuweilen bedient man sich eines Gemenges von Cokes und Holzkohlen.[2])

Ueber die Anwendbarkeit der Cokes entscheidet hauptsächlich deren Aschengehalt in qualitativer und quantitativer Hinsicht. Mit Zunahme des Aschengehaltes tritt eine Verzögerung der Verbrennung ein, die Asche sintert mit der Beschickung zusammen und incrustirt die Cokes. Da aus früher erörterten Gründen (Bd. I, p. 119) Cokes beim Verbrennen eine höhere Temperatur geben, als Holzkohlen, so fällt das Cokesroheisen[3]), unter gleichen Umständen, unreiner aus als das Holzkohlenroheisen. Ersteres eignet sich gewöhnlich nach vorherigem Umschmelzen besser zur Giesserei, letzteres sofort zur Giesserei und zum Frischen.

Während sich bei der ziemlich gleichmässigen Beschaffenheit der Holzkohlen oft interessante Vergleichungen über den relativen Brennmaterialaufwand bei verschiedenen Holzkohlenöfen anstellen lassen, so hat dies bei Cokesöfen, wegen der verschiedenen Beschaffenheit

---

[1]) Cokes aus Sinterkohlen und Backkohlen und ihre Anwendung beim Hohofenprocess: B. u. h. Ztg. 1850 p. 641.

[2]) *Karst.*, Arch. 2. R. XII, 551.

[3]) *Gaultier*, über den Einfluss der Cokes auf's Roheisen. Bgwfd. X, 522. — *Hochmuth*, chem. techn. Bemerkungen über das erste Cokesroheisen aus Siegen. Bgwfd. XIII, 513.

der Cokes, grosse Schwierigkeiten, welche sich noch vermehren, wenn man eine Vergleichung des relativen Brennmaterialverbrauchs in Holzkohlen- und Cokeshohöfen versucht.

Brennmaterialconsum und Luftmenge.

Nach *Leblanc*[1]) hat man in Betreff des Brennmaterialconsums und der Menge der dem Ofen zuzuführenden Luft nachstehende Erfahrungen gemacht:

a) Bei Holzkohlenöfen.

α) Ist ein Ofen unter den günstigsten Umständen im Betriebe, d. h. erhält er pro Minute 300—375 Cubikfuss Luft, so beträgt die Menge der in einer Stunde und auf das Quadratmeter des grössten Querschnittes (im Kohlensack) verbrannten Kohle 80—100 Kilogramm oder 1,33—1,66 Kilogramm pro Minute bei derselben Oberfläche, indem 1 Kilogramm Kohle durchschnittlich 225 Cubikfuss Luft zur vollständigen Verbrennung erfordert.

β) Je strengflüssiger und reicher die Erze sind, desto grösser wird der Brennmaterialverbrauch. Hierbei kann man folgende Data zum ungefähren Anhalten nehmen:

		Kohlen für 100 Roheisen dem Gewichte nach.
Für leichtflüssige Erze mit	25—30 % Fe . .	66— 90
	30—35 % Fe . .	90—110
	35—40 % Fe . .	120—130
Für Erze von mittlerer Flüssigkeit	30—40 % Fe . .	110—140
	40—50 % Fe . .	140—180
	50—60 % Fe . .	180—210
Für strengflüssige Erze .	30—40 % Fe . .	160—200
	40—50 % Fe . .	210—250
	50—60 % Fe . .	250—300

Die niedrigsten Grenzen gelten für weisses und halbirtes, die höchsten für graues Roheisen.

Nach *Karsten* sind zur Darstellung von 1 Theil Roheisen $^{2}/_{3}$—3 Gewichtstheile Holzkohlen erforderlich, und zwar bei leichten Nadelholzkohlen 1,6—3, bei Kohlen von

[1]) *Leblanc*, I, 59. — Bgwfd. II, 147. — *Mushet*, über das Verhältniss des Verbrauchs an Cokes und an Holzkohlen bei Erzeugung des Roheisens: *Karst.*, Arch. 1. R. XI, 119.

hartem Holze, wenn damit reiche leichtflüssige und locker liegende Erze verschmolzen werden, $^2/_3$ — 1,2 Gewichtstheile.

b) Bei Cokeshohöfen.

α) Bei 180 Cbkf. Luft pro Minute beträgt die Menge der in 1 Stunde und auf das Quadratmeter des grössten Querschnittes verbrannten Cokesmenge 49 Kilogr., also pro Minute 0,82 Kilogr., was auf 1 Kilogr. Cokes 216—220 Cbkf. kalter Luft beträgt.

β) Der relative Brennmaterialverbrauch beträgt:

Bei leichtflüssigen Erzen 180—210 Cokes pro 100 Roheisen.

Bei mittelschmelz. Erzen 210—260 Cokes pro 100 Roheisen.

Bei strengflüssigen Erzen 260 — 300 Cokes pro 100 Roheisen also durchschnittlich 235 Cokes auf 100 Roheisen.

Nach diesen Angaben veranlassen ärmere Erze einen geringeren Brennmaterialaufwand, als reichere, womit wohl wenig Hüttenmänner einverstanden sein werden. Es kann eine solche Anomalie eintreten, wenn aus sehr reichen Oxydulen oder Oxydoxydulen, welche sich vorzugsweise zur Darstellung von weissem Eisen eignen, graues Roheisen erblasen werden soll. Nach *Lindauer*[1]) kann man annähernd, bei einem mittleren Ausbringen von 30 Proc. und bei bis auf 250—300° C. erhitzter Luft folgende Gewichtsmengen Brennmaterial, als zur Erzeugung eines grauen Roheisens erforderlich, annehmen:

Zu 100 Roheisen	bei kalter Luft:	bei erhitzter Luft:
an Holzkohlen	160	130
an Cokes	280	210
an Steinkohlen	330	250.

Es beträgt durchschnittlich das Gewicht von 1 Cbkf. östr. weichen Holzkohlen 7 Pfd. östr., von harten Kohlen 12 Pfd., von Cokes 20 Pfd. und von Steinkohlen 40 Pfd.

---

[1]) B. u. h. Ztg. 1855 p. 261.

Der Grund, weshalb man zur Erzeugung derselben Roheisenmenge fast doppelt so viel Cokes als Holzkohlen verbraucht, liegt wohl in Folgendem.[1])

Indem das reducirte und gekohlte Eisen vor die Form kommt, kann es theilweise wieder oxydirt werden und zwar um so mehr, je grösser das Verhältniss der Eisenmenge zur Kohlenmenge ist, indem sich der Sauerstoff der eingeblasenen Luft zwischen beide in jenem Verhältniss theilt. Je leichter nun ein Brennmaterial den Sauerstoff aufnimmt, desto weniger wird letzterer, wenn ersteres in hinreichender Menge vorhanden ist, an's Eisen gehen. Da nun Holzkohle weit leichter Sauerstoff aufnimmt, als Cokes, so muss man, um bei Anwendung der letzteren den Einfluss des Sauerstoffs auf's reducirte Eisen zu vermindern, die Cokesmenge im Verhältniss zum Erze vermehren.

Zuweilen wendet man ein Gemenge von Holzkohlen und Cokes oder Holz[2]) oder von Cokes und Steinkohlen an, letztere z. B. auf verschiedenen Eisenwerken von Wales.

Braunkohlencokes.

2) Braunkohlencokes, sind wegen ihrer Bröcklichkeit nicht zu gebrauchen.

Torfkohlen.

3) Torfkohlen[3]), sind nur bei besonderer Qualität und in nicht zu hohen Oefen anzuwenden. In Irland angestellte Versuche haben ergeben, dass Eisen, mit Torfkohle bereitet, dehnbarer als schwedisches war.

§. 12. Gasförmige Brennmaterialien.

Generatorgase

1) *Thoma*[4]) hat Generatorgase aus vollkommen lufttrocknen Braun- und Steinkohlen, gedörrtem Holz und Torf in eigens construirten Schachtöfen zur Darstellung von Roheisen empfohlen.

Wasserstoffgas

2) In Schottland und Norwegen hat man versucht, Wasserstoffgas neben heisser Gebläseluft in den Hohofen strömen zu lassen. Man erreichte damit bei einer verminderten Brennmaterialconsumtion eine höhere Production.

---

[1]) Bgwfd. VIII, 456. — *Karst.*, Arch. 1. R. XI. 19.

[2]) Bgwfd. II, 147. — *Karst.*, Arch 2. R. XII, 551; XXV, 261.

[3]) Bgwfd. I, 375; XIII, 599. — B. u. h. Ztg. 1850 p. 541; III, 551.

[4]) B. u. h. Ztg. 1845 p. 161.

Das Wasserstoffgas wurde auf *Brefens* Eisenwerk in Orebroe in Norwegen in einem System von Röhren entwickelt, welches auf der einen Seite der Gicht des parallelepipedischen Hohofens erhitzt wird. Auf vier 8″ weiten und 10′ langen horizontal liegenden Röhren stehen 32 vertikale, 4″ weite und 4′ hohe Röhren in 4 Reihen aufgestellt, welche sämmtlich mit leichten Holzkohlen gefüllt sind, und welche circa 160′ lange Röhrenleitung die Wasserdämpfe und deren Zersetzungsproducte durchziehen müssen. Der cylindrische Wasserkessel steht von der Gichtflamme am weitesten entfernt und durch eine Druckpumpe wird der Wasserstand in ihm stets auf einer gewissen Höhe erhalten. Am Ende einer jeden Röhre befindet sich ein Deckel, der abgeschraubt wird, wenn die Asche entfernt, oder eine Füllung mit Kohlen vorgenommen werden soll. Die durch das Ueberstreichen der Wasserdämpfe über die glühenden Kohlen erhaltenen Producte [1]), Wasserstoff, Kohlenoxydgas und etwas Kohlensäure, (I. 70), werden am Ofen herunter und durch eine $\frac{1}{2}$″ weite Röhre in die Form geführt, wo sie mit starkem Geräusche ausströmen und mit grünlich rother Flamme sogleich zu verbrennen anfangen. Doch wird das Gas durch seine eigene Pressung und durch den Gebläsestrom sofort in den Ofen gerissen.

Zweites Kapitel.

Schmelzvorrichtungen.

Verschiedene Schmelzvorrichtungen.

§. 13. Allgemeines. Zum Verschmelzen der Eisensteine bedarf man: Schmelzöfen, Gebläse, Vorrichtungen zum Erwärmen der Luft und Gezähe.

A. Schmelzöfen.

Eigenschaften eines anwendbaren Schmelzofens.

§. 14. Verschiedene Arten der Oefen. Die Reduction der Eisenerze in Flammöfen [2]) ist nicht gebräuch-

---

1) Polyt. Centr. 1855 p. 1185.

2) *Karst.*, Arch. 1. R. XI, 280.

lich, weil der Aufwand an Brennmaterial dabei sehr bedeutend und die Hervorbringung einer hinreichend hohen Temperatur in vielen Fällen schwer oder gar nicht zu erreichen sein würde. Man hat deshalb zu Schachtöfen seine Zuflucht genommen, welche bei zweckmässiger Einrichtung allen Ansprüchen genügen.

Solche Apparate müssen beim Verschmelzen der Eisenerze folgende Bedingungen erfüllen:

a) Die Reduction muss durch die in hinreichender Menge entwickelten, reducirenden Gase langsam und bei allmälig gesteigerter Temperatur erfolgen, damit die Oxyde nicht vor ihrer Reduction schmelzen und in den Schlacken bleiben.

b) Nach vollendeter Reduction müssen die Erze eine so hohe Temperatur antreffen, dass sich Roheisen bilden, die schlackengebenden Bestandtheile schmelzen und sich ersteres von letzteren nach dem spec. Gewicht gehörig scheiden kann. Auch müssen sich die Schmelzmassen längere Zeit flüssig erhalten lassen.

Diesen Anforderungen entsprechen die jetzt allgemein gebräuchlichen Hohöfen.

Luppen- und Rennfeuer.

Die früheste Behandlung sehr leichtflüssiger Eisenerze geschah in Luppen- und Rennfeuern, worin man bei einem bedeutenden Metallverlust gleich geschmeidiges Eisen erzeugte. Dasselbe geschah auch in niedrigen Schachtöfen (Stücköfen oder Wolfsöfen). Man schmolz darin leichtflüssige Erze (Spatheisenstein) mit Kohlen durch, und erhielt ein sich auf der Ofensohle ansammelndes Stück mehr oder weniger geschmeidiges Eisen (Wolf), welches, nachdem der Ofen vorn aufgebrochen, herausgezogen wurde.

Stücköfen.

Diese Stücköfen, früher allgemein angewandt in Krain, Kärnthen und Steyermark, sollen gegenwärtig noch im Henneberg'schen in Gebrauch stehen.[1])

Erst später, als man zum Schmelzen strengflüssiger Erze die Erhöhung der Schächte für nöthig fand, resul-

[1]) *Karst.*, Eisenhüttenkunde III, §. 630 — 632. Tab. XVI, Fig. 9, 10 u. 11. — *Karst.*, Arch. 1. R. II, b 28; VIII 239.

tirte Roheisen, und man machte gleichzeitig die Bemerkung, dass bei ununterbrochenem Betriebe das Schmelzproduct von Zeit zu Zeit abgelassen werden konnte. Oefen der Art, welche ununterbrochen fortblasen, nannte man Bauernöfen, Blaseöfen, Blaaöfen, Blauöfen. (Taf. IV, Fig. 57- 58.)

Blauöfen.

Aus diesen Blauöfen sind endlich die Eisenhohöfen entstanden. Letztere unterscheiden sich von ersteren nur durch den enger zusammengezogenen Schmelzraum, hauptsächlich aber durch die offene Brust, durch welche die Schlacke beständig ausfliesst, während dieselbe bei Blauöfen von Zeit zu Zeit durch eine Stichöffnung abgelassen werden muss. Daher die Eintheilung der Eisenschmelzöfen in solche mit geschlossener und offener Brust. Die Blauöfen sind im südlichen Deutschland noch häufig im Gebrauch, vorzüglich aber nur für leichtflüssige Erze, welche ein weisses, zur Stabeisen- und Stahlfabrikation geeignetes Roheisen geben sollen (Steyermark, Thüringen etc.[1])). Strengflüssige, ein fehlerhaftes Eisen gebende Erze, macht man vortheilhafter im Hohofen zu Gute.

[Ei]senhohöfen.

§. 15. Construction der Eisenhohöfen. Bei Anlage eines Eisenhohofens (Bd I, Taf. II, Fig. 37, 38. — Bd. III, Taf. IV, Fig. 59—61) muss man hauptsächlich die Beschaffenheit des Terrains und die Auswahl der Materialien berücksichtigen.[2]) In England, Belgien etc. sind die Hohöfen selten mit Gebäuden in Verbindung, sondern stehen ohne Dach, in der Regel auch ohne Giesshütte frei da, und nur selten findet man sie an der Arbeitsseite mit einem Dache geschützt, welches auf allen Seiten offen und durch eiserne Säulen getragen wird.

[Ä]ussere Gestalt.

Die äussere Gestalt der Hohöfen richtet sich hauptsächlich nach der Art des zu Gebote stehenden Materials. So hatten z. B. die älteren Oefen, bei denen man wenig

[1]) Ann. d. min. 4. livr. de 1842 Taf. VI.

[2]) *Leblanc*, I, 54, 68—95; III, 159, 263. — *Karst.*, Eisenh. III, 619. — Materialien zum Ofenbau: *Hartmann*, Vademecum. 1854 p. 83. — *Valerius*, Roheisenfabrikation, deutsch von *Hartmann*. 1851 pag. 289.

Guss- und Stabeisen und fast nur Mauerung anwandte, gewöhnlich die Gestalt einer abgestumpften 4seitigen Pyramide. Wegen des Drucks des starken Mauerwerks litten aber die Gewölbe sehr, wesshalb man nur dem unteren Theil des Ofens eine stärkere Mauerung, dem oberen aber durch Verankerung Festigkeit gab. Die festeste und leichteste Constructionsmethode, die allen Anforderungen entspricht, ist die eines abgestumpften Kegels, indem bei quadratischer Form die ebenen Flächen einem starken Druck von Innen nach Aussen schwer widerstehen.

Aeussere Theile.

Die äusseren Theile müssen von den inneren möglichst unabhängig gemacht werden, damit sie von den sich stark ausdehnenden inneren nicht aus ihrer Lage gebracht werden.

Die äusseren Theile bildet:

1) Das Fundament. Man legt dasselbe am besten auf Felsboden; bei wandelbarem Terrain richtet man zunächst ein Kreuzgewölbe (Bd. I. Taf. II. Fig. 37, 38) oder Pfahlwerk (Rost)[1] vor, und führt darauf das Fundament bis zum Niveau der Hüttensohle mit Steinen auf, welche der Zerdrückung möglichst viel Widerstand leisten und von Feuchtigkeit nicht verändert werden. In dem Fundamente bringt man Kanäle gewöhnlich in Form eines Kreuzes an. Auf dem Fundament kommen dann:

2) die Eckpfeiler zu stehen, welche bis zu der Höhe aufgeführt werden, wo Arbeitsgewölbe *o* (Bd. I. Taf. II. Fig. 37, 38) und Formgewölbe *d* beginnen sollen. Hier bringt man die Trageisen, Trägerbalken *f* an und construirt darauf die Decke der Gewölbe durch Bogen oder durch eiserne Balken. Zuweilen unterstützt man die Trageisen durch vertikale gusseiserne Säulen. In den Pfeilern bringt man horizontale und vertikale Kanäle, Abzüchte, zur Abführung der Feuchtigkeit an. Die zur Mauerung angewandten Steine dürfen in der Hitze nicht zerspringen, und die Ecken der Oefen und die

---

[1]) Schwedischer Hohofen mit Erdzimmerung in *Karst.* Eisenh. Taf. XIX, Fig. 5, 6.

Kanten der Gewölbe müssen aus starken Quadern aufgeführt werden. Der zwischen den Pfeilern, liegende für das Gestell gelassene Raum ist viereckig. Ehe man die Aufführung des im Innern runden Rauhgemäuers beginnt, setzt man das Futter von Sandsteinen auf, bringt an die Ecken gusseiserne Platten oder einen gusseisernen Kranz (Zirkeleisen) und fährt hierauf mit der Aufmauerung

3) des Rauhschachtes, Rauhgemäuers, Mantels, in horizontalen Schichten fort, indem man von Zeit zu Zeit Abzugkanäle lässt und mittelst einer um eine stehende Welle beweglichen Schablone die verlangte Form hervorbringt. Bei quadratischer Ofenform hält man Räume für die Verankerung offen, bei konischer Form werden eiserne Reife entweder gleich oder erst nach vollendetem Bau umgelegt. Bei den englischen Hohöfen findet man die verschiedensten Constructionen, welche von den gewöhnlichen mit massivem Rauhgemäuer abweichen. Dabei sind namentlich die Oefen mit freistehendem Gestelle zu erwähnen, bei welchen die obere Rauhmauer durch von Säulen gehaltene ringförmige Platten getragen wird. Andere Oefen haben diesen Obertheil aus Blechplatten gebildet, die zusammengenietet und mit Steinen ausgefüttert sind, andere aus gusseisernen [1]) über einander gelegten Ringen. Bei neueren Anlagen gibt man diesen leichteren Constructionen den Vorzug, und nur bei älteren Oefen findet man die sehr massive Bauart. Es hat sich bei Oefen mit Blechmänteln, hinter denen die Stärke des Futters im Kohlensack nur $2^1/_2$ Fuss beträgt, eine grössere Tragfähigkeit als bei massiven Oefen ergeben, was sich durch den dabei vorhandenen hermetischen Verschluss der Ofenwände auch wohl erklären lässt.

4) Gichtmauer, Gichtmantel. Zur Vergrösserung der oberen Fläche des Ofens im Niveau der Gichtöffnung bringt man gewöhnlich ein hervortretendes Gesims, mit

---

[1]) *Althans*, Beschreibung einer neuen Construction eines Eisenhohofens aus Gusseisen. *Karst.*, Arch. 1. R. XII, 259.

einer Mauer oder einem eisernen Geländer umgeben, an, und führt dann

5) die Esse, den Gichtthurm über der Gicht auf. Zuweilen ist die Gicht, gewöhnlich nur in kalten Ländern, bedacht.

Innere Ofentheile.

Zu den inneren Theilen müssen die feuerbeständigsten Materialien verwandt werden, weil davon die Dauer der Campagne hauptsächlich abhängt, und zwar muss die Unschmelzbarkeit der Materialien in noch höherem Maasse bei Cokeshohöfen als bei Holzkohlenöfen berücksichtigt werden.

Nach gehörigem Austrocknen des äusseren Gemäuers, welches oft mehrere Monate dauert, beginnt man den inneren Ofenbau

1) mit dem Kernschacht, Schachtfutter x, indem man ihn auf dem oben bezeichneten eisernen Kranz (Zirkeleisen) nach einer Schablone aus halbfeuerfesten Steinen (Sandsteinen) in der Weise aufführt, dass zwischen ihm und dem Rauhgemäuer ein konischer Ring, die Füllung z offen bleibt, die den Zweck hat, die Wärme zusammen zu halten. Sie ist entweder nur mit Luft oder mit schlechten Wärmeleitern, Backsteinstücken, Lehm, Sand, Asche etc. gefüllt, um dem Kernschacht zur Ausdehnung Raum zu lassen, ohne das Rauhgemäuer dadurch zu zerstören. Cokeshohöfen erhalten gewöhnlich zwei Schachtfutter, und das zweite Futter, welches den Kernschacht umschliesst, wird sowohl von diesem, als vom Rauhgemäuer durch einen leeren Raum getrennt. Daher besitzen diese Oefen dann auch zwei Füllungen.

Den unteren weitesten Theil des Kernschachtes nennt man Kohlensack, Bauch. Dieser soll einen Wärmebehälter bilden, der wirksam genug ist, um eine mittlere Temperatur zu erhalten und dieselbe zu reguliren, wenn sie durch irgend welchen Unfall an einigen Punkten sinkt. Den Schluss des Schachtes bilden eiserne Platten. Ueber die Versuche, den Kernschacht aus feuerfestem, festgestampftem Thon, Masse, aufzuführen, ist noch nichts Näheres bekannt geworden. Nach Vollendung des Kern-

schachtes wendet man sich zu den unteren Theilen des Ofens, nämlich:

2) zum Gestelle und zur Rast. Gestell nennt man den verengten Schmelzraum, welcher mit dem weitesten Theil des Kernschachtes (Kohlensack) durch eine umgekehrt konisch zulaufende Mauer, die Rast, verbunden ist. Es gibt jedoch auch Oefen ohne Rast, wo sich der Schmelzraum nach oben, der Kernschacht nach unten erweitert. Man theilt das Gestell von der Form aus wohl in Ober- und Untergestell und nennt letzteres auch den Heerd, Eisenkasten. Das Gestell erweitert sich nach oben zu, um den Niedergang der Materialien zu erleichtern, den Schmelzpunkt nicht zu hoch zu führen und um den Durchschnitt zu vergrössern, in welchem die Schmelzung beginnt. Das Gestell muss, weil darin die höchste Temperatur herrscht, aus möglichst feuerbeständigen Materialien construirt werden. Hierzu wendet man an:

alle aus llsteinen.

a) feuerfeste natürliche Steine, Gestellsteine, gewöhnlich Sandsteine, weil sie sich besser verarbeiten lassen, als die Gestellsteine aus älteren Gebirgsarten.

Am besten sind Sandsteine, deren Bindemittel Thon und ein wenig Quarz sind. Sie dürfen folgende Fehler nicht haben:

α) Springen, wenn sie über Steinkohlen lagen und Adern davon enthalten, oder wenn sie glasig sind, oder nicht so gelegt werden, wie sie sich auf ihrer Lagerstätte geschichtet fanden.

β) Mahlen, der Sand wird los und fällt ab.

γ) Schmelzen, bei leichtflüssigem Bindemittel, z. B. Mergel.

Hiernach taugt rein quarziger oder kalkiger Sandstein nichts, wohl aber sandig thoniger.

Am zweckmässigsten für die Wirkung des Windes ist ein kreisrundes Gestell, da aber diese Form herzustellen Schwierigkeiten veranlasst, so macht man sie gewöhnlich quadratisch oder oblong, an der Rast zuweilen 8eckig. Man beginnt zunächst mit der Construction des Heerdes. Der Bodenstein *p* (Bd. 1. Taf. II. Fig. 37,38) wird horizontal auf eine 20—22″ starke trockene, mit Abzügen *o* versehene

eerd- struction.

Sandschicht n gelegt, darauf an der Hinterseite die mit gehöriger Dossirung versehenen Rücksteine u (Rückknobben, Hinterknobben) und zu beiden Seiten derselben die Backenstücke q, r, in welchen der Raum für die Formen ausgehauen wird, aufgestellt. Um viel Fugen zu vermeiden, nimmt man Steine von möglichst grossen Dimensionen. Besteht ein Backenstück aus 2 einzelnen Steinen, so unterscheidet man daran Vorder- und Hinterbacke. Diejenigen Steine, in denen die Form zu liegen kommt, nennt man Formsteine, die der Form gegenüberstehenden die Windsteine. Durch genaues Aufeinanderstellen mehrerer mit gehöriger Dossirung versehener Steine steigt man an 3 Seiten bis zur Höhe der Rast, während die Vorder-, Arbeits- oder Brustseite des Ofens noch ganz offen ist. Die Brust wird dann von oben herab bis zur Höhe der Form durch Steine, die auf den Backensteinen ruhen, die sog. Tümpel, Tümpelsteine a', geschlossen und der Zwischenraum mit Sand und Lehm gefüllt. Die Tümpelsteine haben von allen Steinen am meisten auszuhalten, namentlich durch Abkühlung von Aussen und Erhitzung von Innen. Um sie vor einem Zerspringen zu schützen, werden sie vorn mit einer 2″ dicken gegossenen eisernen Platte f', Tümpelblech, versehen, die auf dem geschmiedeten Tümpeleisen d', Tümpelplatte, ruht und durch Sandmasse und eiserne Keile e' befestigt wird. Ueber dem Tümpel wird die noch gebliebene Oeffnung mit ein oder mehreren Steinen b', c' (Gemeinstücke) geschlossen.

Nach dem Einbringen aller Gestellsteine füllt man die Zwischenräume zwischen der Hinterseite der Gestellsteine und der äusseren Ofenwand zum Zusammenhalten der Wärme mit Sand, Ziegeln etc. aus. Hierauf verbindet man das durch die Gestellsteine oben gebildete Viereck mit dem Kohlensack des Kernschachts durch die Rast v und schreitet, nachdem der Ofen abgewärmt ist, zur letzten Operation, zum Einsetzen des Wallsteins h und der Formen.

Einsetzen Wallstei[n]

Der unterhalb des Tümpels noch offen gebliebene Raum wird durch einen Stein, Wallstein, Dammstein

h' oder durch ein mit Thon bekleidetes Gusseisenstück in der Weise geschlossen, dass nur vor dem Tümpel eine durch die vordersten Seiten der Vorderbacken und durch den Wallstein gebildete Oeffnung, **Vorheerd**, bleibt, durch welche man unter dem Tümpel durch zum ganzen Gestell kommen kann. Diese Oeffnung dient zum Arbeiten im Heerd, zum Ausfluss des Schlacken, zum Schöpfen des Roheisens etc. Auf der einen Seite liegt der Wallstein am Vorderbacken dicht an, auf der anderen bleibt zwischen beiden ein Schlitz, welcher beim Betriebe des Ofens mit schwerem Gestübbe gefüllt wird und den **Stich**, die Oeffnung zum Ablassen des Eisens, bildet. Sie kann mit einer aus Sand geformten Rinne in Verbindung gesetzt werden. Die höchste Kante des Wallsteins pflegt $1-1\frac{1}{2}''$ unter der Form zu liegen, damit die Schlacke über denselben abfliessen kann. An der vorderen Seite ist der Wallstein mit der gusseisenen **Wallsteinplatte** geschlossen, die $1\frac{1}{2}-1\frac{3}{4}''$ über jenen sich erhebt und mit einem Ausschnitt zum Abfluss der Schlacke versehen ist. Dieser erfolgt entweder auf einer schiefen Ebene oder durch eine Rinne, die auf der einen Seite durch eine lange gusseiserne Platte, **Schlackenleiste**, gehalten wird. Bei dünnflüssiger Schlacke erhöht man den Wallstein, damit erstere nicht über letzteren hinweggeblasen wird [1]).

Bei Cokesöfen lässt man die Schlacken gewöhnlich über den Wallstein weg in einen eisernen Kasten (Schlakkenkasten) laufen, der auf einer Schienenbahn transportirt werden kann.

›fheerd. Die mit dem Schöpfen des Eisens aus dem Vorheerd verbundene Abkühlung desselben, so wie der dadurch gestörte Gang des Hohofens hat Veranlassung zur Einrichtung der **Schöpfheerde** [2]) *a* (Taf. IV. Fig. 71, 72) gegeben, indem man diese durch einen communi-

1) *Eck*, in B. u h. Ztg. VII, 745.

2) *Hartmann*, über die Anwendung der Schöpfheerde bei den Eisenhohöfen. *Karst.*, Arch. 2. R. V, 508. *Wachler*, Schöpfheerde in Oberschlesien, ibid. IV, 419, VII, 191.

cirenden Kanal *b* mit dem dahinter oder seitwärts gelegenen Vorheerd *c* verbindet.

Hohöfen mit 2 Vorheerden (Taf. IV. Fig. 73, 74), wie sie in Schlesien und Böhmen gebräuchlich, sind nur bei grossen und weiten Oefen, in denen eine bedeutende Hitze erzeugt wird, anwendbar, weil sich dabei das Untergestell noch mehr abkühlt. Eine andere Vorrichtung, um den Hohofenbetrieb nicht zu stören, besteht in der Vorrichtung eines Stichheerdes[1]) (Taf. IV. Fig. 75). *a* Heerd, *b* Tümpeleisen, *i* gusseiserne Abstichplatte, *l* Wallstein, *m* Deckplatte, *r* Abstichgrube.

Stichheerd

Die Formen *k'*, *i'* (Bd. I. Taf. II. Fig. 37, 38) bestehen aus Gusseisen, Schmiedeeisen, oder Kupfer, liegen im Formgewölbe und sind entweder einfache oder Wasserformen[2]) (Bd. I. Taf. II. Fig. 31. Bd. III. Taf. V. Fig. 78). Die Anwendung von Wasserformen trägt stets zur Conservirung des Gestells und zur Erhöhung oder Schonung der Wirksamkeit des Gebläses bei. Bei Darstellung von weissem Eisen ist die Nasenbildung unvermeidlich und zwar bei einfachen Formen weit stärker als bei Wasserformen. Deshalb ist das Auswechseln der ersteren Formen ungleich schwieriger. Ihr Zweck ist, die Formöffnung gegen zu schnelle Zerstörung zu sichern, den Wind zweckmässig zu leiten und ihn weit genug in den Heerd führen zu können, wenn das Gestell schon stark angegriffen ist.

Einsetzen d. Formen.

Es gibt 1, 2 und 3 und mehrförmige Eisenhohöfen. Hat man nur 1 Form, so legt man sie gewöhnlich an die eine Wange, welche dicht an den Wallstein stösst, und zwar mehr der Rückseite zu, um an diesem schwer mit dem Rengel zu erreichenden Theile die Ansetzung von Klumpen zu vermeiden; bei 2 Formen legt man sie in den Backen so gegenüber, dass sie nicht in einer Axe liegen, damit sich der Wind besser vertheilt und nicht zurückprallt; eine

---

[1]) *Lossen*, über Einführung der Stichheerde bei den Eisenhohöfen zum Behuf der Eisengiesserei. *Karst.* Arch. 2. R. XIV, 126.

[2]) Bgwksf. V, 413; VI, 448. *Tunner's* Jahrb. 1854, p. 188. B. u. h. Ztg. 1855. p. 199.

hinzukommende 3. Form wird in die Mitte der Rückseite gelegt. Zuweilen hat man auch (z. B. in Wales) noch eine vierte in der Arbeitsseite angebrachte Form. Die Formen werden horizontal gelegt, damit die Schlacke nicht vom Roheisen weg und kalt geblasen, und dieses entkohlt wird.

Bei der Zuleitung der Luft in die Düsen hat man versucht, den Raum in den Formgewölben dadurch weniger zu beengen, dass man das Zuleitungsrohr nicht wie gewöhnlich von unten aufsteigen liess, sondern es von der Decke des Gewölbes herableitete und mit einer Krümmung versah, damit das Hauptrohr nicht vor die Mitte der Form zu liegen kam. Die auf deutschen und belgischen Hütten angewandten Düsenvorrichtungen zum Einziehen des Düsenrohres und zum Heben und Senken des ganzen Düsenkopfes scheinen jenen Vorzug auch zu gewähren und geben zugleich durch ihre feste Stellung mehr Sicherheit, so wie die Mittel an die Hand, die Richtung der Düsen zu reguliren.

Die Räume zwischen Form und Düse sind entweder durch angeschraubte Scheiben etc. verschlossen (geschlossene Formen [1]) (Bd. I. p. 156. Taf. II. Fig. 31, 39) oder mit Masse zugeworfen, weil der heisse Wind beim theilweisen Zurückprallen den Aufenthalt im Formgewölbe unmöglich machen würde, auch Windverlust vermieden wird. Um sich von dem Hellbleiben der Form stets überzeugen zu können, hat man wohl an der Rückseite der Düsenvorrichtung, der Form gegenüber, einen verschliessbaren Deckel, mit Einsatz von starkem Glase, angebracht, um durch diesen beobachten und nach abgenommenen Deckel die Form reinigen zu können [2].

gestelle. b) Massengestelle. Sehr häufig, in Frankreich fast ausschliesslich, construirt man das Gestell anstatt aus natürlichen Steinen aus feuerfesten Ziegelsteinen; an manchen Orten fertigt man Heerd, Gestell und Rast oder auch nur die Rast allein aus feuerfester Thon-

---

[1]) *Karst.*, Arch. 2. R. XXIII, 719; XXV, 560.

[2]) *Overmann*, a treatise of metallurgy. 1852. p. 417.

substanz [1]), sogen. Masse (Bd. I. p. 138) an, wie z. B. auf den meisten Harzer Eisenhütten, in Schlesien etc. Die Vortheile, welche aus dem Betriebe mit Massengestellen, im Vergleich zu denen aus behauenen Steinen erwachsen, sind nach den auf dem Harze gemachten Erfahrungen folgende:

1) Man ist den schädlichen Einflüssen, welche schlechte Gestellsteine auf den Ofengang und die Dauer der Campagne haben, nicht ausgesetzt, es blasen sich die Massengestelle nicht so stark weg wie Sandsteingestelle, das Schwinden derselben erfolgt gleichmässiger und man ist vor dem Abspringen grösserer Stücke im Gestellraum gesichert.

2) Dem Gestell lässt sich bei Anwendung von Masse jede beliebige Form geben.

3) Man kommt beim Anblasen von Oefen mit Massengestell schneller zum Normalsatz als bei Sandsteingestellen, wodurch eine Ersparung an Brennmaterial herbeigeführt wird.

4) Die Kosten richten sich nach lokalen Verhältnissen.

Die Massengestelle haben den Nachtheil, dass deren Anfertigung mehr Zeit erfordert, dass daher der Hohofen länger kalt steht als bei Steingestellen.

Die Masse besteht gewöhnlieh aus feuerfestem Thon, gemengt mit Quarzsand, erbsengrossen Ziegel- und gebrannten Thonstücken etc.

Das Aufstampfen geschieht nach Schablonen auf die von *Leblanc* [2]) und von *Becker* [3]) ausführlich beschriebene Weise.

Gitteldesche Massengeste

Das Massegestell des Gitteldeschen Hohofens (Taf. IV. Fig. 67, 68) hat folgende Einrichtung: *a* Masse, *b* Rauh-

---

[1]) Untersuchung einiger Thonarten, welche beim Eisenhüttenwesen in Anwendung kommen. *Karst.* Arch. 1. R. VII, 391.

[2]) *Leblanc*, pract. Eisenhüttenkunde, deutsch von *Hartmann*, 1839. I. Thl. Erklärung der Abbildungen p. 37.

[3]) *Becker*, die Zustellung der Eisenhohöfen am Harz mit künstlicher Gestellmasse, mit besonderer Beziehung auf den Hohofen zu Teichhütte bei Gittelde. Zeitschr. f. d. Berg-, Hütten- und Salinenwesen im preuss. Staate. II. Bd. 3. Lief. p. 126. 1854.

gemäuer, *c* Fundament, *d* Form, *e* Heerd, *f* Wallstein, *g* Tümpel, *h* gusseiserne Quader zum Lager für den Tümpel, *i* gusseiserne Quader zum Schutze der Seiten der Heerdöffnung, *k* schmiedeeiserne Stäbe zum Tragen der hinter dem Tümpel liegenden Gestellmasse, *l* Sandstein zum Festlegen der Form.

Für die dem Gestellraume zunächst liegenden Theile nimmt man 4 und für die am Rauhgemäuer liegenden Theile 5 Volumina Quarz von Altenau auf 1 Volumen Thon vom Kahlenberge, von folgender Zusammensetzung:

Ungetrockneter Thon.		Quarz.	
Kieselsaure Thonerde	95,0	Kieselsäure	93,85
Kohlensaure Kalkerde, Kohlensaure Magnesia	1,0	Eisenoxyd	2,15
		Thonerde	1,55
Eisenoxydul, Manganoxyul	1,3	Manganoxyduloxyd	1,80
		Kalkerde	0,92
Wasser	2,4	Magnesia	0,41
	99,7		100,68

Schlesische Massengestelle. In **Schlesien**[1]) werden schon seit geraumer Zeit für Cokeshohöfen Massengestelle angewandt. Der **Gleiwitzer** Cokeshohofen (Taf. IV. Fig. 59—61) für ockrige Brauneisensteine und Sphärosiderite hat folgende Einrichtung: *a* Kernschacht, *b* Füllung, *c* Rauhgemäuer, *d* Gichtmantel, *e* Eisenkasten, *f* Arbeitsgewölbe, *g* Formgewölbe, *h* Gicht, *i* Oeffnung im Gichtmantel zum Einbringen der Beschickung, *k* Kohlensack, *l* Gestell, *m* Rast, *n* Bodenstein, *o* Vorheerd, *p* Ofenbrust, *q* Tümpelstein, *r* Tümpelblech, *s* Wall- oder Dammstein, *s'* Vorderbacken, *t* Schlakkenblech, *u* Leistenblech, *v* Windleitungsröhre, *w* Düse, *x* Form, *y* Formauge, *z* Windsperrungskasten.

Englische Massengestelle. Auch bei den **englischen** Hohöfen findet man die Massengestelle bereits ziemlich häufig angewandt, doch hat man in neuerer Zeit die Zustellung mit 3 Fuss langen und verhältnissmässig dicken und breiten Ziegeln vorgezogen. Auch findet man grössere Sandsteinstellungen und Zusammensetzung aus kleineren Stücken von behauenen Sandsteinen. Rast und Schachtmauerung wird

[1]) *Schulze* in *Karst.* Arch. 1. R. II, 116.

dagegen häufig aus ziemlich feuerfesten Sandsteinen aufgeführt, die nach der Schablone genau keilförmig behauen sind. Gewöhnlich ist nur ein Futter zwischen dem Kernschacht und dem Rauhgemäuer oder dem dieses ersetzenden Mantel vorhanden, da bei dem angewandten sehr feuerbeständigen Material ein gänzliches Wegschmelzen der Schachtsteine höchst selten vorkommt. Grossbritannien ist, so wie an allen zur Eisenerzeugung nöthigen Materialien, auch an Zustellungsmaterialien reich, namentlich an Thonen. Ausgezeichnet durch seinen Ruf ist das Thonvorkommen in Cornwall und Stourbridge[1]).

Allgemein

§. 16. Beziehungen zwischen den einzelnen Ofentheilen und darauf influirende Umstände. Die verschiedenen Constructionen und Dimensionen der Eisenhohöfen äussern hauptsächlich einen Einfluss auf den Brennmaterialienverbrauch, auf die Production und besonders auch auf das Product.

Man findet noch wenig die technischen Beziehungen erörtert, welche ausser den chemischen bei einem Hohofenbetriebe von wesentlichem Einflusse sind, namentlich ist man noch weit darin zurück, die Hauptdimensionen oder vielmehr die Verhältnisse eines Hohofens bei gegebenen Schmelzmaterialien für eine bestimmte Production zu bestimmen.

Gestalt d Hohofen schächt

Die Gestalt der Hohofenschächte ist um so zweckmässiger, je regelmässiger Erz und Brennmaterial darin niedergehen und um so gleichförmiger erstere zum Schmelzen vorbereitet werden. Erfahrungsmässig entsprechen diesen Bedingungen am besten Oefen mit kreisförmigem Querschnitt, mit Rastvorrichtung und einem zusammengezogenen Schmelzraum (Taf. IV. Fig. 59—65). Bei der konischen Form des Kernschachtes findet beim Niedergehen der Gichten eine Auflockerung statt, wodurch das gleichförmige Aufsteigen der erhitzten Gase befördert und die Hitze zusammengehalten wird. Damit in der Rast, wo die Kohlung des reducirten Eisens stattfindet, eine dieselbe verhindernde Sinterung des Erzes nicht eintrete,

---

1) *v. Carn.* preuss. Zeitschr. 1855, Bd. III. Lfg. 1. p. 37, 98.

ist dieser Raum weiter als das Gestell, wo die zum Schmelzen erforderliche Temperatur hervorgebracht werden soll, gemacht worden. Nur selten gibt man dem Schacht eine cylindrische Form, wenn Beschickung und Brennmaterial in nicht zu kleinen Stücken vorhanden und zugleich letzteres nicht zu sehr zerdrückbar ist. In einem solchen Falle bedarf es der Auflockerung der Beschickung weniger und es wird dabei der Vortheil erreicht, dass der Kernschacht bei gleicher Capacität der Wärmeableitung durch die Ofenwände weniger förderlich ist, indem ein cylindrischer Schacht eine geringere Oberfläche hat, als ein konischer.

• der Hoh-schächte.

Von der Höhe der Schächte hängt hauptsächlich die mehr oder weniger vollständige Benutzung der im Gestell erzeugten Hitze ab. Erfahrungsmässig nimmt mit der Höhe des Schachtes die Brennmaterialersparung zu, jedoch findet dieselbe ihre Grenze darin, dass bei zu hoher Schmelzsäule im Ofen wegen des starken Druckes das Ausströmen der Gase verzögert wird, in Folge dessen sich die Hitze unnützer Weise nach unten ansammelt und die Beschickung in den oberen Theilen nicht gehörig vorbereitet wird. Ausserdem können zu hohe Schächte noch dadurch direct schädlich wirken, dass wegen verzögerten Abzuges der Gase ein Theil des Windes aus den Formen zurückprallt, der Verbrennungsprozess dadurch verzögert und die Temperatur herabgestimmt wird. Aus diesem Grunde gestatten leicht zerdrückbare Kohlen und Erze weniger hohe Oefen, als feste Kohlen und gröberes Erz. Je dichter das Brennmaterial, desto grösser muss die Windpressung sein und damit wächst die Lebhaftigkeit der Verbrennung, folglich auch die Temperatur, und zur vollständigen Benutzung der erzeugten Hitze müssen alsdann die Oefen höher sein, als bei lockerem Brennmaterial. Aus diesem Grunde sind Cokes- und Steinkohlenöfen höher einzurichten als Holzkohlenöfen. Am zweckmässigsten beträgt nach der Erfahrung die Höhe der letzteren das $3\frac{1}{2}$—5fache der Weite im Kohlensack (19—29′, in Sibirien bis 44′) und die der Cokesöfen das 3—4fache der Weite. Die mit leichten Cokes

betriebenen Oefen haben 38—44′, die mit dichten Cokes gespeisten bis 60′ Höhe.

Einen wesentlichen Einfluss auf die Höhe der Ofenschächte hat noch die Strengflüssigkeit der Erze, indem eine strengflüssige Beschickung einen höhern Schacht erfordert, als eine leichtflüssige. Nach *Mayrhofer*[1]) muss die Höhe des Schachtes vom Kohlensack bis zur Gicht $= \frac{200 + 5a - w}{10}$ sein, wo a = dem Gewichte von 1 Cubicfuss Brennmaterial und w = dem Procentgehalte mulmiger Theile in der Beschickung.

Weite des Kohlensacks.

Die Weite eines Eisenhohofens im Kohlensacke, nach welcher sich wieder die anderen Hauptdimensionen richten, hängt ab:

1) Von der zu erzielenden Roheisenproduction. Französische Metallurgen[2]) haben vor Jahren zuerst durch die Vergleichung der Betriebsverhältnisse vieler Hohöfen allgemeine Regeln abzuleiten gesucht, nach welchen sich die Fläche des grössten Querschnitts eines Hohofens zu richten hat, um einer gegebenen Production bei gegebenem Brennmaterialaufwand in einer gewissen Zeit zu entsprechen und die hierzu nöthige Luftmenge zu bestimmen.

Regeln französischer Metallurgen.

Diese Regeln sind die folgenden:

a) Für Holzkohlenöfen:

160 Kilogr. Holzkohlen für 100 Kilogr. Roheisen.

11,56 Cubicmeter Luft von 0° C und 0,76 Meter Barom. per 1 Minute und per 1 Quadratmeter des grössten Querschnitts.

90 Kilogr. Holzkohlen per 1 Stunde und per 1 Quadratmeter des grössten Querschnitts.

b) Für Cokesöfen:

235 Kilogr. Cokes für 100 Kilogr. Roheisen.

6,18 Cubicmeter Luft per 1 Minute und per 1 Quadratmeter des grössten Querschnitts.

---

1) Bgwfd. IX, 108.

2) *Leblanc* und *Walter's* Eisenhüttenkunde. I. 59. — B. u. h. Ztg. 1855. p. 228.

49 Kilogr. Cokes per 1 Stunde und per 1 Quadratmeter des grössten Querschnittes.

Um also die Fläche des grössten Durchmessers = D (in Metern) eines Hohofens abzuleiten, hat man drei Bedingungsgrössen, nämlich die absolute Production an Roheisen in 24 Stunden in Kilogramm = E, den Brennmaterialaufwand nach dem Gewichte zur Erzeugung von 100 Kilogr. Roheisen = k und die Brennmaterialmenge, = m, nach dem Gewichte, welche stündlich auf ein Quadratmeter des grössten Querschnitts verbrannt werden darf. Die Querschnittsgleichung lässt sich dann ausdrücken durch

$$\frac{\pi D^2}{4} \times 24\, m = \frac{k E}{100}$$

oder: $D = 0{,}02303 \sqrt{\frac{k E}{m}}$.

Substituirt man für k und m in diese Gleichung die oben angegebenen Werthe, so erhält man

bei Holzkohlenöfen $D = 0{,}0307 \sqrt{E}$

bei Cokesöfen $D = 0{,}05045 \sqrt{E}$.

Beispiel. Wie gross muss der Durchmesser eines Holzkohlenofens im Kohlensacke sein, wenn er in 24 Stunden 4000 Kilogr. Roheisen aus Erzen von mittlerer Schmelzbarkeit und von 40—50 % Eisengehalt produciren soll?

Bei Erzen von solcher Beschaffenheit gehen auf 100 Kilogr. Roheisen 160 Kilogr. Holzkohlen, man wird folglich in 24 Stunden 6400 Kilogr. oder in 1 Stunde 266,6 Kilogr. Holzkohlen verbraucheu. Da nun die Grösse des Holzkohlenbedarfs in 1 Stunde und auf das Quadratmeter Durchschnittsfläche 90 Kilogr. beträgt, so erhält man nach der Proportion $90 : 1 = 266{,}6 : x = 2{,}96$ Quadratmeter als den Querschnitt des Kohlensackes, aus welchem sich der Durchmesser zu 1,94 Meter ergibt.

Man erhält dasselbe Resultat, wenn man in der obigen Formel $E = 4000$ setzt, nämlich $D = 0{,}0307 \sqrt{4000} = 1{,}94$ Meter = 6,14 Wien. Fuss Durchmesser, ohne Zweifel für die angenommene Production zu wenig.

Mayrhofer's Formeln.

Bezeichnet man nach *Mayrhofer*[1]) mit M die Windmenge, welche ein Hohofen per 1 Minute nöthig hat, so soll man den

kleinsten Durchmesser des Kohlensackes aus der Formel

$$D^3 - 34\,D^2 = -0{,}91\,M$$ und den

grössten Durchmesser aus

$$D^3 - 34\,D^2 = -1{,}287\,M$$

erhalten.

Beispiel. Beim Betriebe eines Hohofens mit weicher Holzkohle, erhitzter Luft von 250° C bei 18 Wasserzoll Pressung und 2 Düsen von je 2 Zoll Durchm., wäre die auf Null Grad Temperatur zurückgeführte atmosphärische Luft = 420 Cubicfuss per 1 Minute, und es müsste der unter diesen Umständen betriebene Hohofen den kleinsten Durchmesser $D = 3\frac{1}{2}'$ und den grössten $D = 4\frac{1}{2}'$ erhalten, was auch zu wenig ist.

Lindauer's Formeln.

Nach *Lindauer*[2]) ist durch die vorstehenden beiden Berechnungsweisen die Aufgabe, die Hauptdimensionen eines Eisenhohofens mathematisch zu bestimmen, nichts weniger als gelöst; denn wenn in ersterem Falle auch Bedingungsgrössen vorausgesetzt sind, welche nothwendig Einfluss haben müssen, so sind sie doch zu allgemein gehalten. Im zweiten Falle dagegen ist nur die Windmenge, welche ein Gebläse liefert, als Bedingungsgrösse an- und auf sonst gar nichts Rücksicht genommen. *Lindauer* hat diejenigen Elemente zu erforschen gesucht, auf deren Grund die Lösung dieser Aufgabe vollständiger geschehen kann. Derselbe leitet nachstehende Formeln ab:

für Holzkohlenöfen $$D = 0{,}8448\sqrt[3]{\frac{Z\,.\,E}{24\,.\,e}}$$

für Cokeshohöfen $$D = 0{,}8883\sqrt[3]{\frac{Z\,.\,E}{24\,.\,e}}$$

für Steinkohlenhohöfen $$D = 0{,}9728\sqrt[3]{\frac{Z\,.\,E}{24\,.\,e}}.$$

---

1) *Kraus*, österr. Jahrb. 1852. B. u. h. Ztg. 1855. p. 229.

2) B. u. h. Ztg. 1855. p. 227, 242.

Es bedeutet darin

E die Roheisenerzeugung in 24 Stunden in Pfunden.

Z die Gichtenzeit in Stunden, nämlich die Zeit des Aufenthaltes einer Gicht im Hohofen. Dieselbe beträgt durchschnittlich für Holzkohlen 16, für Cokes 40 und für Steinkohlen 48 Stunden. Etwa ³/₄ dieser Zeiten begünstigen bei den beiden ersteren Brennmaterialien die Bildung von weissem Eisen.

e das Gewicht an Eisen in Pfunden, welches in 1 Cubicfuss der gesammten Gichtenmasse enthalten ist.

Für zwei geometrisch ähnliche Hohöfen hat man die Gleichung

$$D_1^3 E e_1 Z = D^3 E_1 e Z_1$$

und man erhält hieraus

$$D_1 = D \sqrt[3]{\frac{E_1 . e . Z_1}{E . e_1 Z}} .$$

Bei einem im Betriebe stehenden Hohofen sind die Grössen D, E, e und Z jederzeit genau bekannt, und es lässt sich mittelst der vorstehenden Formel für jede andere beabsichtigte Production E_1 bei denselben Schmelzmaterialien der entsprechende Durchmesser finden, wenn man $e_1 = e$, und $Z_1 = Z$ setzt, wo dann

$$D_1 = D \sqrt[3]{\frac{E_1}{E}}$$

wird.

Ist die Anlage eines Hüttenwerkes zur Roheisenerzeugung beschlossen, so kennt man gewöhnlich ausser dem Brennmaterial auch die Quantität und Qualität der zu verschmelzenden Eisensteine, wiewohl aber auch weder die eine noch andere dieser Bedingungen bekannt sein kann. Kennt man die Schmelzmaterialien, so sind auch deren relative Gewichte bekannt und aus der Beschaffenheit des Brennmaterials lässt sich mit hinreichender Verlässlichkeit auf den etwaigen relativen Aufwand daran zur Roheisenerzeugung schliessen. Die Analyse der Erze gibt deren Eisengehalt an, führt zur zweckmässigsten Gattirung und bestimmt den Kalkzuschlag. Können zwar nach

einem eröffneten Betriebe und im weiteren Verlaufe desselben Verhältnisse und Erscheinungen eintreten, welche eine Abänderung in der Gattirung und im Kalkzuschlage gegen die anfänglichen Bestimmungen nothwendig machen, so genügen doch die auf Grundlage der Analyse erstmals getroffenen Anordnungen vollkommen, um die Berechnungen nach obigen, etwas modificirten Formeln vornehmen zu können, welche für die Anwendung auf specielle Fälle geeigneter sind, nämlich

für Holzkohlenöfen:

$$D = 0{,}8448 \sqrt[3]{\left[\frac{k}{100\,\gamma_1} + \frac{100 + c}{q_1\,\gamma}\right]\frac{Z}{24}\,.\,E.}$$

für Cokeshohöfen:

$$D = 0{,}8883 \sqrt[3]{\left[\frac{k}{100\,\gamma_1} + \frac{100 + c.}{q_1\,\gamma}\right]\frac{Z}{24}\,.\,E.}$$

für Steinkohlenhohöfen:

$$D = 0{,}9728 \sqrt[3]{\left[\frac{k}{100\,\gamma_1} + \frac{100 + c.}{q_1\,\gamma}\right]\frac{Z}{24}\,.\,E.}$$

Für die Praxis genügt es, den Grössen γ, γ_1, k, q_1, c und Z mittlere Werthe beizulegen, um sodann für jedes Brennmaterial den Durchmesser des Kohlensacks nur von der verlangten absoluten Production abhängig zu machen.

Es bezeichnet:

k den Brennmaterialaufwand für 100 Pfund Roheisen (p. 48).

c den Kalkzuschlag zu 100 Pfund Gattirung. Derselbe ist nicht allein bei ein und demselben Brennmaterial meist verschieden, weil er sich ausser seinen eigenen Bestandtheilen insbesondere nach jenen der Gattirung richtet, sondern in den meisten Fällen ist er auch sehr verschieden bei Anwendung von vegetabilischem und mineralischem Brennstoff. Bei dem ersteren findet man ihn meist zwischen 10 und 20 %, bei dem letzteren zwischen 30 und 40 % angewandt, so dass man im Mittel c bei Holzkohlen = 15 Pfund und bei Cokes und Steinkohlen = 35 Pfund setzen kann.

γ das Gewicht von 1 Cubicfuss Beschickung, durch-

schnittlich = 90 Pfund bei Erzen mit einem Ausbringen von 20—40 % Eisen.

γ_1 das Gewicht von 1 Cubicfuss des disponibeln Brennmaterials oder bei gemischten Brennmaterialen das Mittelgewicht (p. 48).

q_1 der mittlere Eisengehalt der gattirten Erze, nach Abzug des stets unvermeidlichen Schmelzverlustes durchschnittlich = 30 Pfund.

e das Gewicht an Eisen in Pfunden, welches in 1 Cubicfuss der gesammten Gichtenmasse enthalten ist. Dieser Werth bestimmt sich bei Anwendung verschiedener Brennmaterialien durchschnittlich folgendermassen:

	Für kalte Luft.	Für erhitzte Luft
Bei weicher Holzkohle	3,680 Pfund.	4,477 Pfund.
Bei harter Holzkohle	5,681 -	6,622 -
Bei Cokes	5,263 -	6,453 -
Bei Steinkohlen . . .	7,547 -	8,889 -

Setzt man die Mittelwerthe Z, c, k, γ, γ_1 und e in die obigen Formeln, so ergeben sich die Durchmesser für die absoluten Productionen bei verschiedenen Brennmaterialien aus den folgenden Formeln:

	Für kalte Luft.	Für erhitzte Luft.
Bei weichen Holzkohlen	$D = 0{,}4766 \sqrt[3]{E.}$	$0{,}4500 \sqrt[3]{E.}$
Bei harten Holzkohlen	$D = 0{,}4125 \sqrt[3]{E.}$	$0{,}3920 \sqrt[3]{E.}$
Bei Cokes	$D = 0{,}6054 \sqrt[3]{E.}$	$0{,}5657 \sqrt[3]{E.}$
Bei Steinkohlen . .	$D = 0{,}6249 \sqrt[3]{E.}$	$0{,}5917 \sqrt[3]{E.}$

Stösst man bei Berechnungen des Durchmessers des Kohlensackes bei einzelnen Hohöfen auf grössere oder geringere Differenzen, so können diese darin ihren Grund haben, dass ungewöhnliche Luftmengen oder Pressungen angewandt werden, woraus andere als die angenommenen Gichtenzeiten resultiren, dass die Verhältnisse der Dimensionen anders gewählt wurden oder dass sehr gutartige Beschickungen verschmolzen werden, welche die Erzeugung eines grauen Roheisens besonders erleichtern.

Kommt gemischtes Brennmaterial zur Verwen-

dung, so muss für solche Fälle die Formel immer besonders entwickelt werden.

Beispiel. Es soll ein Hohofen auf eine wöchentliche Production von 500 Centner Roheisen construirt werden, zu dessen Betrieb $^2/_3$ weiche und $^1/_3$ harte Holzkohlen disponibel sind und wovon der Cubicfuss der ersteren 7 Pfund, der der letzteren 10 Pfund wiegt. Bei einem Ausbringen von 30 % beträgt der Kalkzuschlag muthmasslich 12 %, das Gewicht von 1 Cubicfuss Beschickung 86 Pfund und bei Anwendung heissen Windes von 250° C der relative Brennmaterialverbrauch 120 Pfund.

Nach diesen Daten ist das mittlere Gewicht von 1 Cubicfuss des gemischten Brennmaterials

$$\gamma_1 = {}^2/_3 \cdot 7 + {}^1/_3 \cdot 10 = 8 \text{ Pfund}$$

und

$\frac{k}{100\gamma_1}$ (die zu 1 Pfund Eisen erforderliche Brennmaterialmasse) $+ \frac{100 + c}{q_1 \gamma}$, (die Anzahl Cubicfuss Beschickung, welche 1 Pfund Eisen entsprechen) $=$

$$\frac{120}{800} + \frac{112}{86 \cdot 30} = 0{,}1974,$$

folglich wird für eine Gichtenzeit Z = 16 Stunden

$$D = 0{,}8448 \sqrt[3]{\frac{0{,}1974 \cdot {}^2/_3 \cdot 50000}{7}} = 8{,}256 \text{ Fuss.}$$

Hiernach würde der räumliche Inhalt des Ofens (nach p. seq.) $J = 8{,}256^3 \times 1{,}6702 = 940$ Cubicfuss betragen.

Zu dem Durchmesser des Kohlensackes D stehen die anderen Dimensionen des Hohofens gewöhnlich in einem bestimmten Verhältniss. Als mittlere Verhältnisszahlen gibt *Lindauer* folgende an:

	Holzkohlen.	Cokes.	Steinkohlen.
Durchmesser der Gicht . . .	0,400 D.	0,500 D.	0,600 D.
- oben im Gestelle	0,350 -	0,250 -	0,250 -
- zwischen d. Formen	0,250 -	0,210 -	0,250 -
Höhe des ganzen Gestelles .	0,740 -	0,667 -	0,250 -
- des Obergestelles . . .	0,490 -	0,457 -	0,146 -
- des Kohlensackes . . .	0,292 -	0,113 -	0,506 -

	Holzkohlen.	Cokes.	Steinkohlen.
Höhe der Rast	0,464 D.	0,842 D.	0,644 D.
- des Schachtes - . . .	3,004 -	2,378 -	1,200 -
Ganze Ofenhöhe H'	4,500 -	4,000 -	2,600 -
Rastwinkel	55°	65°	60°

Aus diesen Verhältnisszahlen berechnen sich die Inhalte der einzelnen Theile wie folgt:

	Holzkohlen.	Cokes.	Steinkohlen.
Capacität des Schachtes	1,2270 D^3.	1,0890 D^3.	0,6158 D^3.
- des Kohlensackes	0,2293 -	0,0890 -	0,3972 -
- der Rast . .	0,1789 -	0,2298 -	0,0659
- des Obergestelles	0,0350 -	0,0190 -	0,0072 -
J =	1,6702 D^3.	1,4268 D^3.	1,0861 D^3.

oder wenn man den räumlichen Inhalt des ganzen Ofens = 1 setzt, so erhält man:

	Holzkohlen.	Cokes.	Steinkohlen.
die Capacität des Schachtes	0,7347 J.	0,7633 J.	0,5670 J.
- - des Kohlensackes	0,1373 -	0,0624 -	0,3658 -
- - der Rast . . .	0,1071 -	0,1611 -	0,0606 -
- - des Obergestelles	0,0209 -	0,0132 -	0,0066 -
J =	1,0000	1,0000	1,0000

2) Von der Strengflüssigkeit der Erze. Je strengflüssiger dieselben sind, desto enger nimmt man den Kohlensack. Im Allgemeinen geht der Betrieb um so regelmässiger, je weiter der Kohlensack ist.

[Lage des Kohlensacks.] Die Lage des Kohlensackes über dem Sohlstein ist von wesentlichem Einfluss. Liegt er zu hoch, so verbrennt bei gleicher Production mehr Brennmaterial, und leichtflüssige Erze schmelzen zu früh; im entgegengesetzten Falle findet keine hinreichende Vorbereitung der Erze statt. Bei Cokeshohöfen ist die Höhe desselben höchstens $\frac{1}{3}$ von der ganzen Ofenhöhe über dem Sohlstein; bei Holzkohlenöfen sind die gewöhnlichen Verhältnisse $\frac{1}{4}$, $\frac{2}{7}$ und $\frac{1}{3}$, und zwar ist $\frac{1}{4}$ auf leichte Kohlen und leichtflüssige Beschickung, $\frac{2}{7}$ auf Kohlen und Beschickung von mittlerer Schwere und $\frac{1}{3}$ auf harte Kohlen und strengflüssige Beschickung berechnet.

[Weite der Gicht.] Die Weite der Gicht ist von wesentlichem Einflusse

1) auf die Production. Diese nimmt bei enger

Gicht, wenn sich der Wind nicht mit Leichtigkeit erheben kann, ab; bei zu weiter Gicht vermindert sich die Temperatur im Ofen zu rasch, in Folge dessen die Production ebenfalls abnehmen und ein schlechtes Eisen erfolgen kann.

2) Auf das Brennmaterial. Enge Gichten concentriren die Wärme, lassen sich aber nur bei einem wirksamen Gebläse, bei leichten Kohlen und wenig zusammendrückbaren Erzen und bei entsprechender Höhe des Ofens anwenden.

Erfahrungsmässig liegt der Durchschnitt der Gicht zwischen $^1/_4$ und $^1/_6$ von dem des Kohlensackes, so dass der Durchmesser zwischen $^1/_2$ und $^2/_5$ desselben schwankt. Ist die Gicht im Verhältniss zum Kohlensack und zur Höhe vom Kohlensack bis zur Gicht zu gross, so lockern sich die Gichten beim Niedergehen zu wenig auf und der Wind kann die Schmelzsäule nicht durchdringen. Eine zu grosse Concentration der Gicht verursacht ein starkes Ausbreiten und Verschieben der Gichten, ein unregelmässiges Niedergehen derselben und ein Durchrollen der Erze.

Einfluss Rast.

Die Neigung und Höhe der Rast richtet sich

1) nach der Beschaffenheit der Erze und Kohlen. Leichtflüssige Erze und leichte Kohlen erfordern Rasten von geringerer Höhe und schwacher Neigung (35—45°), dagegen ist eine grössere Höhe und stärkere Neigung bei dichtem Brennmaterial erforderlich (60—66°). Bei leichten Cokes und einer Beschickung von mittlerer Schmelzbarkeit nimmt man etwa 55° Neigung. Flache Rasten befördern eine höhere Kohlung und dadurch auch eine leichtere Schmelzung des gekohlten Eisens und sind im Allgemeinen mit einer Ersparung an Brennmaterial verbunden.

2) Nach der Beschaffenheit des zu erzielenden Productes. Soll graues Eisen producirt werden, so muss die Rast flacher sein, damit die Beschickung längere Zeit in höherer Temperatur verweilen kann. Bei zu flacher Rast entstehen leicht Versetzungen. Durch steile Rasten wird in Folge der erhöhten Temperatur und des

rascheren Niedergehens der Gichten die Kohlung des Eisens vor der Schmelzung beeinträchtigt, bei der herrschenden hohen Temperatur im Schmelzraume aber die Kohlung noch fortgesetzt, wobei immer ein unreines Eisen entsteht. Bei zu steiler Rast rücken die Gichten zu stark ins Gestell ein, dadurch wird die Hitze herabgedrückt und die Erze kommen zu unvorbereitet in den Schmelzraum.

Beim Verschmelzen sehr leichtflüssiger Eisensteine (z. B. Spatheisensteine, Sphärosiderite) auf Spiegeleisen mit Holzkohlen wirkt man der Entstehung einer zu grossen Hitze durch Erweiterung des Gestelles und Vergrösserung des Rastwinkels entgegen, wodurch man zur Construction der Blauöfen (Taf. IV, Fig. 57, 58) gelangt. Bei etwas strengflüssigeren Eisensteinen (z. B. Brauneisensteinen) oder dichterem Brennmaterial (Cokes) wählt man, wenn es auf die Darstellung von weissem oder weissgrauem Eisen ankommt, Schachtformen, welche sich ohne scharfe Winkel in das nicht hohe Gestell verlaufen, z. B. in Belgien (Taf. IV, Fig. 62), in Schweden (Taf. IV, Fig. 65).

Wenngleich, wie die Form ausgeblasener Hohöfen (Taf. IV, Fig. 76) zeigt, das ängstliche Festhalten an einem ganz bestimmten Rastwinkel sich als unnöthig erweist, so ist doch eine gewisse Sorgfalt bei Auswahl desselben anzuempfehlen, indem davon, so wie von der Feuerbeständigkeit des Materials zur Rast und zum Gestell die grössere oder kürzere Dauer der Ofencampagne wesentlich abhängt.

Mit dem Rastwinkel, welcher sich ganz nach dem durch Erfahrung festzustellenden Verhalten der Erze und des Brennmaterials richtet, ändert sich auch die Rast- und Kohlensackshöhe. Am wenigsten zu wechseln scheinen die Durchmesser der Gicht und des Kohlensacks.

luss des stelles.

Die Dimensionen des Gestelles richten sich

1) nach der Beschaffenheit des darzustellenden Productes. Bei Erzeugung von grauem Eisen muss unter übrigens gleichen Umständen das Gestell höher und enger sein, als bei weissem Eisen, weil mit

der Zusammenziehung desselben die Hitze concentrirt wird.

2) Nach der Beschaffenheit des Brennmaterials. Dichte Kohlen, leichtflüssige Erze und starker Wind lassen ein weiteres und kürzeres Gestell zu, dagegen erfordern schwacher Wind, leichte Kohlen und strengflüssige Beschickung ein engeres und höheres Gestell. Je mulmiger die Erze sind und je weniger sie vom Wind durchdrungen werden, um so geringer braucht die Neigung der Gestellwände zu sein.

Die Höhe der Gestelle beträgt gewöhnlich $^1/_7$—$^1/_8$ von der ganzen Ofenhöhe, nämlich

Bei Holzkohlenöfen von 22—25′ Höhe an 4—5′
Bei Holzkohlenöfen von 35—38′ Höhe an 5—6′
Bei Cokesöfen von . . 41—44′ Höhe an 6—6½′
Bei Cokesöfen von . . 48—51′ Höhe an 6½—7′

Annäherungsweise ist die Höhe des Obergestelles für leichtflüssige Beschickungen nach *Mayrhofer*[1]) $= 88{,}59 \times 0{,}3^{(B-1)} \sqrt{f}$ und für eine strengflüssige $= 102{,}57 \times 0{,}3^{(B-1)} \sqrt{f}$. Es ist

B = dem Gewichte des Beschickungsquantums, welches mit 1 Pfd. Brennmaterial durchgesetzt werden kann. Für die leichtflüssigste Beschickung ist $B = {}^8/_3$, für die strengflüssigste $= {}^9/_4$ und in den meisten Fällen $= {}^5/_2$.

$$f = \frac{[1 + 0{,}0046\,(t - t^1)]\,(1 \pm 0{,}0046\,t)\;39{,}25 \times 0{,}8442^{(n-1)} \times n^2}{1617{,}9786 \cdot \sqrt{x\,h\,(h + x)\,(1 + 0{,}0046\,t)}}.$$

worin

t = der Temperatur der äussern Luft.
t′ = der Temperatur der erhitzten Luft.
h = dem Barometerstand in Zollen.
x = der Windpressung in Linien Quecksilber.
n = dem Durchmesser des Kohlensackes.

Da alle Constructionen für kalten Wind geschehen müssen, so nehme man $t = t^1 = 10$ und $h = 28{,}64$. Beim doppelten Zeichen wird + genommen.

Ein zu hohes Obergestell erzeugt oberhalb der Form eine sehr concentrirte Hitze, die sehr steife Schlacke wird

---

[1]) Bgwfd. IX 106, 154.

leicht kalt geblasen und die Hitze auf einen grössern Raum vertheilt, wodurch sich der Ofen abkühlt. Ein zu niedriges Gestell liefert für strengflüssige Erze nicht die gehörige Hitze, indem dieselbe bei der rasch zunehmenden Erweiterung des Raumes über der Form sich vertheilt oder sich nur auf Kosten eines grossen Brennmaterialaufwandes herstellen lässt. Schwer reducirbare Erze kommen dabei zu schnell vor die Form. Dagegen eignen sich Oefen mit niedrigem oder gar keinem Obergestell für leicht reducirbare und leichtflüssige Erze, die ein weisses lukkiges Eisen liefern.

Die Erweiterung des Gestelles richtet sich ebenfalls nach der Beschaffenheit des Erzes und des Brennmaterials. Bei leichten Kohlen und leichtflüssiger Beschickung darf sie höchstens $^1/_{20}$ von der Höhe des Gestells auf jeder Seite betragen; bei leichten Kohlen und wenig zerreiblichen Erzen, sowie bei reichen Erzen und harten Kohlen $^1/_{15}$; bei leichten Cokes und leicht zerreiblichen Erzen $^1/_{12}$; bei dichten Cokes und harten Erzen $^1/_{10}$—$^1/_9$. Ein zu weites Gestell bewirkt einen unregelmässigen Ofengang, ein zu enges gestattet nur eine kleine Production, weil man, um die Schlacke nicht kalt zu blasen, nur wenig Wind anwenden darf.

Annäherungsweise ist nach *Mayrhofer* der Durchmesser des Gestelles bei der Form für leichtflüssige Erze $= 10{,}13 \sqrt{f}$ und für strengflüssige Erze $= 8{,}75 \sqrt{f}$.

Von dem Grössenverhältnisse, in welchem der Rast- und Gestellraum zu einander stehen, hängt wesentlich der Erfolg des Betriebes, namentlich die Grösse der Production, ab. Bei den belgischen Oefen, welche vorzugsweise weisses Eisen erzeugen, pflegt der Inhalt der Rast 36 Mal, bei den Hohöfen zu Königshütte in Schlesien $13^1/_2$ Mal so gross, als der des Gestelles zu sein.[1])

donen erdes. Der Heerd, der Raum unter der Form, muss so geräumig sein, dass er das in einer bestimmten Zeit zu producirende Schmelzgut aufnehmen kann. Seine Höhe

[1]) *Scheerer*, Metallurgie II. 94, 126. — *v. Carnall's* preuss. Zeitschr. 1855. III. Bd. 1. Lief. p. 102.

ist gewöhnlich seiner Breite gleich und die Länge das 3 — $3^1/_2$ fache der Breite. Am zweckmässigsten ist das Verhältniss 1 : 1,2 : 3,33.

Formen u. Windmenge.

Die Anzahl der Formen hängt von der Grösse des Hohofens und der zuzuführenden Luftmenge ab. Sobald das Windquantum 600—700 Cbkf. pro Min. übersteigt, ist es zweckmässig, zwei Formen anzuwenden, um den Wind gleichmässiger zu vertheilen und den Ofengang regelmässiger zu machen. Drei Formen sind erforderlich, wenn das einzublasende Luftquantum pro Min. 2000—2400 Cbkf. beträgt. Die Hitze im Schmelzraume des Ofens wird wegen der rascheren und gleichmässigeren Verbrennung desto grösser, je mehr Düsen man rings um denselben vertheilt, weshalb die Anwendung des *Sefström*'schen Principes bei Eisenhohöfen ökonomische Vortheile gewährt. In Schottland sind Steinkohlenöfen mit 5—9 Düsen, in England Anthracitöfen mit 4—6 Düsen in Anwendung gekommen.

In Bezug auf die einem Eisenhohofen zuzuführende Windmenge hat man nachstehende Erfahrungen gemacht: bei Holzkohlenöfen beträgt nach *Leblanc* die vortheilhafteste Windmenge 300—375 Cbkf. pro Min. und auf 1 Quadratmeter Flächeninhalt vom Kohlensack oder für jeden Quadratfuss rhl. des Kohlensackquerschnittes 30—37 Cbkf. rhl.; bei Cokesöfen resp. 160—190 Cbkf. und 26—30 Cbkf. Nach *Karsten* bedarf man für beiderlei Oefen durchschnittlich eine Luftmenge von 20 Cbkf. und scheinen die ersteren Angaben nur für schwächere Windpressungen gültig zu sein. *Mayrhofer* macht die Windmengen, welcher ein Hohofen pro Minute auf jeden Quadratfuss des Kohlensackquerschnittes bedarf, von dem Durchmesser des Kohlensackes abhängig, und es wechselt danach die Luftmenge bei $5^1/_2$—$17^1/_4$ Fuss Durchmesser zwischen 32 — 22 Cbkf. Nach *Scheerer* ist bei Anlage eines Eisenhohofens das Gebläse so einzurichten, dass dasselbe bei mittlerer Pressung (2—3 Zoll Quecksilber) und gewöhnlicher Düsenweite in der Minute so viel Luft liefert, als ungefähr der Inhalt des Hohofenschachtes beträgt. Man erhält dann in den meisten Fällen das Wind-

maximum und kann durch Versuche leicht das vortheilhafteste Windquantum ausmitteln.

Führt man einem Ofen zu viel Wind zu, so geht ohne Vermehrung der Production viel Brennmaterial verloren, die Schlacken werden leicht kalt geblasen und es entstehen Versetzungen. Bei zu geringer Windmenge findet eine Abkühlung des Ofens und in Folge dessen ein Sinken der Production und eine Vergrösserung des Brennmaterialaufwandes statt. Zu stark gepresster Wind verursacht bei enger Zustellung eine Abkühlung vor der Form, treibt die Hitze in die Höhe und verbrennt das Eisen leicht; zu wenig gepresster Wind dringt nicht gehörig durchs Brennmaterial, die Hitze steigt schnell in die Höhe und der Heerd wird leicht abgekühlt. Nach *Mayrhofer* wird die Pressung des Windes annähernd = a/13 Pfd. auf 1 Quadratzoll und 1 Pfd. = 27 Lin. Quecksilber oder 30,5 Zoll Wassersäule gerechnet. a bezeichnet das Gewicht von 1 Cbkfss. Brennmaterial.

Nach *Teploff*[1]) leisten 100 Cbkf. Luft bei 2 Zoll Pressung ebensoviel, als 200 Cbkf. bei 1 Zoll, jedoch mit dem Unterschiede, dass in letzterem Falle das Quantum Brennmaterial das Doppelte von dem ist, dessen man im ersteren Falle bedarf. Hiernach ist es hinsichtlich der Brennmaterialersparung im Allgemeinen vortheilhafter, sich eines möglichst stark gepressten Windes zu bedienen, als eine verhältnissmässig grössere Menge schwach gepressten Windes anzuwenden. Es findet jedoch, wie oben angegeben, die Anwendung gesteigerter Windmenge und Windpressung als Production vermehrendes oder Brennmaterial ersparendes Mittel in der Praxis ihre Grenzen.

nsionen Tümpels. Bei kleinen Holzkohlenöfen macht man den Tümpel unten 12—15″, bei grösseren 21—23″ stark und legt ihn mit der unteren Fläche ins Niveau der Formen, weil alsdann die Schlacke gut abfliesst. Bei Cokeshohöfen gibt man dem Tümpel 23—28″ Dicke und legt ihn 1½—4′ über die Ebene der Formen, indem bei dieser Lage der

[1]) Bgwfd. I. 376.

Abfluss der Schlacken und die Reinigung des Heerdes gut geschehen kann, welche letztere bei Cokesöfen zur Verhütung von Versetzungen öfters geschehen muss. Nur bei kleinen Oefen und sehr flüssigen Schlacken lässt man wohl den Tümpel etwas (23—27‴) bis unter die Formen reichen. Der Schöpfheerd muss dabei geräumig sein. Bei kleinen Holzkohlenöfen beträgt die Entfernung von der äussern Kante des Tümpels bis zum Wallstein 11—13″, bei grössern 15—16″, bei Cokesöfen 23—26″.

Wallstein.

Damit die Formen von der Schlacke nicht verstopft werden, muss die obere Kante des Wallsteins $1\frac{1}{2}$—$1\frac{3}{4}$″ tiefer als die Form liegen. Die grössere oder geringere Leichtigkeit, mit welcher die Schlacken über den Wallstein abfliessen, übt einen Einfluss auf den Hohofengang.[1])

B. Gebläse.

Cylindergebläse mit stehendem Cylinder mit und ohne Balancier

§. 17. Gebläse für Eisenhohöfen. Die auf den Eisenhütten in Anwendung stehenden Gebläse sind seltener Kasten- und Ventilatorgebläse[2]), als Cylindergebläse[3]), welche durch Wasser- oder Dampfkraft betrieben werden. Unter den neueren Maschinen auf englischen Hüttenwerken findet man nur noch wenige, bei denen der Dampf- und Gebläsekolben an den verschiedenen Endpunkten eines Balanciers befestigt sind (Bd. I, Taf. VI, Fig. 116, 117). Meistens steht der Gebläsecylinder unter dem Dampfcylinder bei häufiger Anbringung eines Balanciers, welcher einestheils Pumpen, anderntheils ein Schwungrad von bedeutender Schwere behuf Regulirung des Ganges der Maschine und Zulassung einer einfachen und wohlfeilen Steuerung treiben soll.

Die durch Dampf getriebenen Balanciermaschinen theils nach *Watt*'schem, theils nach *Evans*'schem Principe

[1]) Polyt. Centr. 1849 p. 359.

[2]) *Dingl.* CXXXII 81.

[3]) *Kraus*, Jahrb. 1852. — *Hartmann's* Vademecum. 1854. p. 30. — *Valerius*, Roheisenfabrikation, übersetzt von *Hartmann*. 1851. p. 238. — *v. Carnall* preuss. Zeitschr. 1855. Bd. III Lief 1. p. 104. *Overman*, a treatise on metallurgy. New-York 1852. p. 400.

(sehr häufig mit Schwungrad) werden sonst noch am meisten angewandt, da keine der neueren Constructionen eine solche Sicherheit, Dauerhaftigkeit, bequeme Reparatur und andere Vortheile gewährt, Vortheile, welche für den Hohofenbetrieb durch keinen der zum Theil unbestreitbaren Vorzüge einzelner neuerer Einrichtungen in Betreff des Effectes und der Anlagekosten aufgewogen werden.

Gebläse mit liegendem Cylinder.

Statt der stehenden Cylinder wendet man neuerdings auch wohl liegende an, wodurch eine Menge Zwischengeschirr wegfällt und die Maschinengebäude nicht jene Höhe und Festigkeit zu erhalten brauchen, welche stehende Maschinen erfordern. Ein Haupterforderniss ist dabei das leichte Einströmen der Luft in den Blasecylinder, was man durch Anbringen mehrerer Ventilklappen vermittelt. Ein solches Gebläse[1]) hat nachstehende Einrichtung (Taf. V, Fig. 77):

A Dampfcylinder. *A'* Gebläsecylinder. *B* Sohlplatte, in drei Stücken gegossen, bei *b* mittelst Schraubenbolzen verbunden. *C* Gebläsekolben. *D* Dampfkolben. *E* Hauptkolbenstange. *F* Leitrollen. *G* Kästen, welche die durch die ledernen Klappenventile *l* eingesogene und durch die Ventile *m* ausgepresste Luft aufnehmen und durch *H* dem Ofen zuführen. *I* doppeltes System von Hebeln, welche durch die an der Kolbenstange befindlichen Knaggen *k* in Bewegung gesetzt werden und durch Einwirkung auf den Schieber *K* die Dampfvertheilung veranlassen. *L* Admissionsventil in der Dampfzuführungsröhre *M*, mit dem Regulator verbunden. *N* Ausströmungsröhre für den Dampf. Die Kolbenstange *E* besteht aus zwei durch einen Splett *i* verbundenen Theilen; an dem Verbindungspuncte tragen sie zur Verhinderung des Drehens der Kolbenstange eine Welle mit Lünette *g*. Durch zwei hängende Lenkstangen *r* werden die Speisepumpen in Bewegung gesetzt. Mittelst der Welle *s* sind beide Lenkstangen mit den beiden parallelen Gegenlenkern *t* verbunden. Die Geschwindigkeit der Maschine wird

---

[1]) B. u. h. Ztg. 1853. p. 805. *Dingl.* CXXXI. 81.

nach dem Ausströmen der Luft durch die Formen regulirt. Die durch *H* austretende comprimirte Luft trifft ein mit Schaufeln versehenes Windrad *n*, an dessen Spindel ein mit dem Regulator in Verbindung stehendes Getriebe *o* sich befindet. Die untere Pfanne der Spindel ist mit einem Oelbehälter und einer Röhre *p* versehen. *u* sind Prellstöcke, welche verhindern sollen, dass die Kolben beim Anlassen der Maschine, wo die Luft noch nicht zusammengepresst ist, gegen den Cylinderdeckel geschleudert werden.

Cylinde gebläse grosse Kolbeng schwindig

Durch *State* in Dudley ist in neuester Zeit das Princip aufgestellt, weniger die Grösse der Gebläsecylinder wirken zu lassen, als die Geschwindigkeit der Bewegung. Statt der grössten sonstigen Gebläse nimmt derselbe nur zwei Cylinder von 30 Zoll Durchmesser mit 640 Fuss Kolbengeschwindigkeit bei 2 Fuss Hub als hinreichend an, um einen der grössten Hohöfen hinreichend mit Wind zu versorgen. Das auf Russel's Hall bei Dudley ausgeführte Gebläse dieser Construction hat sich indessen durchaus nicht bewährt.

C. Windleitungen und Windregulatoren.

Verschied Arten der gewandt Regulato

§. 18. Construction derselben. Von dem Zwecke und der allgemeinen Einrichtung dieser Apparate war schon im Bd. I. p. 197 die Rede. Am häufigsten wendet man Regulatoren mit unveränderlichem Inhalte in Gestalt grosser Blechcylinder oder Blechkugeln an, ersetzt auch dieselben wohl durch lange Windleitungsröhren von etwa 30 Zoll lichter Weite. Wasserregulatoren machen die Luft feucht, wodurch eine nachtheilige Einwirkung auf den Ofengang ausgeübt wird. Auf der Königshütte[1]) in Oberschlesien vermehrte sich der Wassergehalt der Luft bei Wasserregulatoren gegen Trockenregulatoren um 0,3 Cubikfuss pro Minute.

Einfluss fe ter Gebl luft.

Erfahrungsmässig gehen die Oefen besser im Winter, als im Sommer, und liegt der Grund davon in dem verschiedenen absoluten Wassergehalt des Gebläsewindes in

[1]) B. u. h. Ztg. 1849. p. 497.

diesen Jahreszeiten. (Bd. I. p. 70, 198). Bei gleichem Volumen enthält die Winterluft mehr Sauerstoff, die Sommerluft mehr Wassergas. Für die Königshütte in Oberschlesien hat *Eck*[1]) gefunden, dass einem Ofen stündlich 150,000 Cubikfuss Luft und damit 1,35 Cubikfuss Wasser zugeführt werden, indem der durchschnittliche Wassergehalt in 1,000,000 Cubikfuss Luft 9 Cubikfuss betrug. Nach *Weisse's*[2]) Untersuchungen, welche mit denen von *Eck* übereinstimmen, stellt sich die Reihenfolge der Monate unter sich vom absolut trockensten bis zum absolut feuchtesten folgendermassen:

Januar, December, Februar	5 : 5 : 6
November, März, April	6 : 7 : 8
October, Mai, Juni	8 : 10 : 11
September, August, Juli	11 : 12 : 13

danach Sommer zu Winter, wie 37 : 65 oder 4 : 7 Angestellte Versuche ergaben eine Wirksamkeit des Gebläsewindes für den Sommer und Winter im Verhältniss von 5 : 6.

Man hat vorgeschlagen, die feuchte Gebläseluft durch Chlorcalcium zu trocknen.[3])

D. Winderhitzungsapparate und Wirkung der erhitzten Luft.

Geschichtliches.

§. 19. Allgemeines. Man glaubte früher allgemein, dass die kälteste Luft für den Hohofen am günstigsten wirke. *Neilson* zu Glasgow wies 1829 die Irrigkeit dieser Meinung nach, indem er die Zweckmässigkeit einer vorherigen Erhitzung der Luft darthat, und seit dieser Zeit hat sie sich Eingang verschafft[4]). (Bd. I. p. 201).

---

[1]) B. u. h. Ztg. 1849 p. 497.

[2]) B. u. h. Ztg. 1849 p. 498. 700. — Polyt. Centr. 1849 p. 1134. — *Dingl.*, LXVI 316.

[3]) B. u. h. Ztg. 1846 p. 768; 1849 p. 256.

[4]) *Merbach*, Anwendung der erhitzten Gebläseluft im Gebiete der Metallurgie 1840 p. 1. — *Hartmann*, über den Betrieb der Hohöfen mit erhitzter Gebläseluft. 5 Hefte. Quedlinb. 1834—38. — *Pfort* und *Buff* in den Götting. Stud. IV. 1. — Bfd. IV. 102. — *Scheerer's*, Met. II. 140. — Hohöfen mit Selbsterhitzung der Ge-

Wirkung erhitzten I

§. 20. **Wirkung der erhitzten Gebläseluft.** Die erhitzte Luft veranlasst:

Brennmat ersparu

a) Eine Brennmaterialersparung. Nimmt man den Schmelzpunkt des Roheisens bei 1200° C an und erhitzt die Luft bis 200° C, so erhält man schon direct eine Ersparung von 1/6 Brennmaterial; ausserdem ist der Nutzeffect noch in der durch die Wärme gesteigerten grösseren Verwandtschaft des Kohlenstoffes zum Sauerstoff zu suchen, wie man hin und wieder glaubt [1]); die heisse verdünnte Luft dringt schneller und leichter in die Poren der Kohle ein und die Verbindung geht momentan vor sich. Hierbei wird der Reductions- und Schmelzpunct niedriger gelegt, das Kohlenoxydgas hat bei derselben Höhe des Ofens mehr Zeit, das Eisenoxyd zu reduciren, und wird deshalb vollständiger benutzt, in Folge dessen die Gichtflamme schwächer als bei kaltem Winde hervortritt.

Sefström giebt die relative Temperatur in verschiedenen Theilen des Hohofens bei kaltem und warmem Winde wie folgt an:

	Kalter Wind.	Warmer Wind.
Im untern Theil der Gicht	800° C	500° C
Auf 3/4 der Schachthöhe	1000 -	800 -
- 1/2 - -	1200 -	1000 -
- 1/4 - -	1400 -	1400 -
Im Gestell	1600 -	1700 -

Die verschiedenen Temperaturen in französischen Holzkohlen- und Cokesöfen hat *Ebelmen* [2]) ermittelt.

Während durch Anwendung erhitzter Luft die Ersparung bei weichen Holzkohlen 15—20 % beträgt, ersparte man bei Steinkohlen 40 %, nach *Porter* in Schottland bis 72 %. Bei gleichzeitiger Verengung des Kohlen-

bläseluft. *Dingl.*, CXXXIV. 420. — *Hartmann*, Vademecum. 1854, p. 62. — Theorien über die erhitzte Gebläseluft von *Ebelmen* und *Scheerer* in *Valerius*, Roheisenfab., deutsch v. *Hartmann*. 1851, p. 281. *Schubarth*, technische Chemie 1851. II, p. 40 (Citate). — Das deutsche Eisenhütten-Gewerbe 1848, p. 123. — *Karst.*, Arch. 2. R. VII. 554. XI. 171.

[1]) *Scheerer*, Met. II, 140.

[2]) Bgfd. II, 470; VIII, 440.

sacks tritt neben der Brennmaterialersparung ein beschleunigter Gichtengang ein[1]. Dabei ist jedoch in Rücksicht zu ziehen, dass durch die Ersparung an Brennmaterial eine geringere Menge reducirender und kohlender Gase sich erzeugen, in Folge dessen die Erze unvorbereiteter in den Schmelzraum einrücken können.

Erfahrungsmässig ist derjenige Hohofenbetrieb der zweckmässigste und die Windführung dann am richtigsten, wenn die Kohlen nur vor der Form verbrennen. Damit nun die zum Schmelzen des reducirten Eisens und zur Schlackenbildung erforderliche Hitze hervorgebracht werde, muss der Windstrom so stark sein, dass er in beinahe horizontaler Richtung die Poren der Kohlen auf einmal bestreicht.

Bei zu geringer Geschwindigkeit (Pressung) geschieht dies unvollkommen, ein Theil der Luft steigt unzersetzt im Gestell empor und bewirkt im obern Schachtraum eine unnütze Verbrennung von Brennmaterial, wobei gleichzeitig die Schmelzung der Beschickung unvollkommen und kein Reinausscheiden im Heerde erfolgt. — Bei zu starker Pressung treten ähnliche Erscheinungen ein.

Wendet man statt kalter heisse Gebläseluft an, so dringt letztere wegen ihres verdünnten Zustandes schneller und leichter in die Poren ein und verbreitet sich in einer mit der Form söhligeren Richtung, als die dichtere kalte Luft. Heisse Gebläseluft muss hiernach mit geringerer Pressung einströmen, als kalte, weil sonst derselbe Zustand eintritt, als bei übermässig gepresster kalter, nämlich zu starke Hitze im Gestell und unvollständige Reduction.

Auch die Höhe der Temperatur, bis zu welcher man die Luft erhitzen kann, findet eine Grenze. Am Zweckmässigsten lässt man sie den Schmelzpunkt des Bleies (233 ° C) nicht übersteigen; es kommen jedoch auf schottischen Werken Temperaturen bis 400° C und Pressungen von 8—10 Zoll Quecksilber vor. In Schlesien wendet man bei Holzkohlenöfen Wind von etwa

[1]) Polyt. Centralbl. 1847, p. 488. Bfd. IV, 329.

200° C an, bei Cokesöfen entweder nur kalte Luft oder periodisch Wind von 80—125° C. Bei zu heisser Gebläseluft reducirt sich der Eisenstein unvollkommen, es findet eine zu vollkommene Verbrennung statt, wobei nur wenig reducirende Gase im Schachte emporsteigen, und das reducirte Eisen kann sich nicht gehörig kohlen; in Folge dessen leuchten die Formen stark von anhaftendem Frischeisen, die Gichtflamme wird kleiner und statt mit Eisen füllt sich der Heerd mit schwerer, dicht geschmolzener Schlacke. Ausserdem findet das Erhitzen der Luft eine Grenze in der mangelhaften Dichtigkeit der Erhitzungsapparate, so wie in der bei hoher Temperatur zunehmenden Porosität des Gusseisens.

Erhöhung der Production.

b) Die Production steigt in gleichem Zeitraume fast um die Hälfte, indem die Schmelzung schneller erfolgt; mit derselben Kohlenmenge kann ein höherer Erzsatz durchgesetzt werden, obgleich die Zahl der Gichten abnimmt. Dabei spielt jedoch die Beschaffenheit der Beschickung und des Brennmaterials eine Hauptrolle, indem durch den beschleunigten Schmelzgang eine weniger gute Vorbereitung und unvollständigere Kohlung des Eisens erfolgt, sowie durch die hohe Temperatur eine Verschlechterung des Eisens herbeigeführt wird. Reine Erze und gute Brennmaterialien gestatten die Anwendung stärker erhitzter Luft, als unreine Erze und schlechte Brennmaterialien. Unter Umständen kann jedoch heisse Luft bei schlechten Erzen, welche auch bei kaltem Winde kein gutes Eisen geben, Vortheile gewähren.

Regelmässiger Ofengang.

c) Der Ofengang ist regelmässiger und die Arbeit im Heerde weit leichter. Die Bildung und Schmelzbarkeit der Schlacken wird dadurch befördert, es findet weniger ein Kaltblasen von Schlackenklumpen statt, sie trennen sich besser vom Eisen, und bei eintretenden Unregelmässigkeiten im Ofengange lassen sich dieselben sehr häufig ohne Erzsatzverminderung durch blosse Erhöhung der Lufttemperatur beseitigen. Auch braucht man oft weit weniger Zuschläge zu geben und schont den Ofen mehr, welcher beim Eintritt kalter Luft gegen die erhitzten Ofenwände sehr leidet.

Besonders eignet sich die Anwendung des heissen Windes für Erze, welche Eisensilicate enthalten. Diese werden erst beim beginnenden Schmelzen, wo die S̈i von einer andern Base aufgenommen wird, also während der Schlackenbildung, im Gestell reducirt, wobei die durch den heissen Wind erhaltene höhere und anhaltende Temperatur förderlich ist.

Wirkung auf die Qualität des Roheisens.

d) Die Einwirkung der heissen Luft auf das Roheisen[1]) ist theils vortheilhaft, theils aber auch nachtheilig gewesen. Bei je höherer Temperatur man das Eisen schmilzt, um so mehr fremde Bestandtheile (Si, Al, Ca, Mg) gehen in dasselbe hinein, scheiden sich aber oft gegenseitig wieder aus, z. B. Si den C, so dass ein siliciumfreies Eisen über 5 % C enthalten und weiss sein kann, während ein siliciumhaltiges selten bis zur Hälfte jenes Kohlenstoffgehaltes gelangt. Dagegen wird sowohl durch Schwefel als Phosphor das Silicium gehindert, vom Roheisen aufgenommen zu werden, und wenn sich Silicium in einem schwefelhaltigen Roheisen findet, so wird es als Kieselsäure abgeschieden, die sich auf der Aussenfläche des erstarrenden Eisens oder auf die Schlacke absetzt.

Nach *Wrightson*[2]) häuft sich der Phosphorgehalt in mit heissem Winde erblasenem Roheisen mehr an, als bei kaltem, wie viele Analysen desselben gezeigt haben. Die Analysen bestätigten auch, dass die Metalle der Alkalien häufiger im Roheisen vorkommen, als bisher angenommen. Stark siliciumhaltiges Eisen, wie z. B. das mit heisser Luft erblasene englische Cokesroheisen[3]) ist zwar sehr dünn- und leichtflüssig, (hitzig), und zur Giesserei sehr geeignet, liefert aber ein sprödes Gusswerk, ist äusserst ungleich, schwindet beim Erkalten unregelmässig und eignet sich wegen eines bedeutenden Eisenverlustes

---

[1]) *Dingl.*, LXXXVI. 53.
[2]) Bgfd. XIII. 556. — *Liebig's* Jahresbericht 1849. p. 623. B. u. h. Ztg. 1850. p. 545.
[3]) B. u. h. Ztg. 1843. p. 791, 845. *Karsten's* Archiv. 2. R. XXII. 691. *Dingl.*, CVI. 120.

durch Verschlackung nicht zur Stabeisenfabrikation [1]). Dagegen verbessert es sich bei nochmaligem Umschmelzen im Cupolo- oder Flammofen für die Giesserei, indem es nicht so leicht frischt, nicht hart und spröde wird und sich beständig grau erhält, so dass es sich mit Feile und Meissel leicht bearbeiten lässt. Cokesroheisen pflegt keinen andern bekannten Fehler zu haben, als den, welcher von der Anwendung einer höhern Temperatur herzuleiten ist, weit höher, als es bedurft hätte, um das Roheisen und die zugleich erzeugte Schlacke zur Schmelzung zu bringen.

Roheisen von mittlerem Siliciumgehalt, welches bei Holzkohlen, nicht zu heissem Wind und nicht zu strengflüssiger Beschickung erfolgt, ist noch sehr flüssig, füllt die Formen gut aus und ist im halbirten und schwachgrauen Zustande ein vollkommen brauchbares Product zur Giesserei und zur Stabeisenfabrikation [2]).

Von solcher Beschaffenheit ist das meiste auf den Harzer Hütten mit Holzkohlen und Wind von 120—200° C. erblasene Roheisen, bei dessen Darstellung sich die oben angeführten Vorzüge der erhitzten Gebläseluft bewährt haben. Zur Steinrenner Hütte, wo früher bei kaltem Winde das graue gaare Roheisen zur Anfertigung von zähem, fadigem Stabeisen und das weisse grelle zur Drahtfabrikation sich besonders eignete, ist jetzt bei Anwendung von 90° warmer Luft das umgekehrte Verhalten eingetreten. Zu Gittelde hat man die kalte Luft beibehalten, weil die Qualität des aus leichtflüssigen Braun- und Spatheisensteinen erblasenen weissen, zur Stahl- und Stabeisenfabrikation besonders tauglichen Roheisens durch Anwendung heisser Gebläseluft gelitten haben würde.

In Schlesien [3]) nimmt man bei Cokeshohöfen, welche

---

[1]) Berg- u. h. Ztg. 1843. p. 1081, 1041. *Tunner's* Jahrb. 1842 p. 77. *Wellner* in *Dingl.*, CXXXIII. 262.

[2]) Bfd. VI. 486.

[3]) *Wachler*, über die Qualität des mit heisser Luft erblasenen schlesischen Roheisens. Bfd. IX. 257. B. u. h. Ztg. III. 304. — *Wachler*, Eisenerzeugung Oberschlesiens. Heft 3. p. 76. — *Hartmann*. Fortschritte der Eisenhüttenkunde, p. 689.

Roheisen zum Frischen und Puddeln erblasen, die Temperatur zu meistens 50—80°, selten 100° R, bei Gusseisen steigt sie etwas höher; bei Holzkohlen wendet man Luft von 130—160° R an, je nachdem man mehr mulmige oder festere Eisensteine hat, die eine geringere oder grössere Gichtflamme geben.

Man kann der Wirkung des warmen Windes, das Roheisen sehr siliciumhaltig zu machen, dadurch entgegenarbeiten, dass man die Schlacke frischer herstellt, so dass sie von Trisilicat auf Bisilicat und Singulosilicat kommt. Aus diesem Grunde pflegen die Schlacken der Cokeshohöfen auf einer niedrigeren Silicirungsstufe (Singulosilicate) zu stehen, als die der Holzkohlenöfen (Bi- und Trisilicate).

In England gibt man in Giessereien und Maschinenbauanstalten kalt erblasenem Eisen den Vorzug; am liebsten wendet man eine Mischung von beiden an, woher es kömmt, dass z. B. auf den Werken zu Plymouth und Low-Moor noch keine Anwendung von erhitztem Winde gemacht ist, um der Qualität und dem Rufe des Roheisens nicht zu schaden. Die meisten Oefen werden jedoch, behuf Erzielung einer grössern Production und einer Ersparung an Brennmaterial, mit erhitztem Winde betrieben, welcher gewöhnlich die Temperatur des schmelzenden Bleies hat.

meines. §. 21. Einrichtung der Lufterhitzungsapparate. Es ist hiervon im Allgemeinen schon im Bd. I. p. 201 die Rede gewesen. Die Erwärmung geschieht mit Ausnahme des Cabrol'schen Apparates dadurch, dass man die Luft durch mehr oder weniger flache gusseiserne Röhren strömen lässt, die in einem Ofen liegend entweder durch eine besondere Feuerung oder durch die Gichtflamme oder durch die aus einer gewissen Tiefe des Ofens abgeleiteten brennbaren Gase erhitzt werden.

Die Wahl der einen oder andern Methode hängt hauptsächlich von Localverhältnissen ab. In Deutschland ist der neben der Gicht angebrachte Wasseralfinger-Apparat (Bd. I, Taf. VII, Fig. 127, 128) am gebräuchlichsten. Derselbe gestattet eine bedeutende Erhitzung der Luft; es ist aber viel Kraft erforderlich, um die

Luft durch die engen Röhren zu treiben. Man hat auch die Luft wohl in den Formen selbst erhitzt [1]). In Englang wird häufiger der Calder'sche Apparat als der Wasseralfinger angewandt. Die Heizapparate sind häufig, namentlich wo freistehende Oefen keine andere Construction erlauben, in eigenen Oefen aufgestellt, welche entweder besonders oder durch die Gichtflamme oder durch aus dem Hohofen abgeleitete Gase [2]) geheizt werden.

E. Hohofengezähe.

Harzer Hohofengezähe.

§. 22. Construction des Gezähes. Die Construction des Gezähes weicht nach den verschiedenen Localitäten ab. Auf den Harzer Eisenhütten braucht man für 1 Hohofen folgende verschiedene Stücke (Taf. V. Fig. 88.):

I. Gezähe des Hohöfners.

6 Brechstangen (Rengel) 1½ □″ stark, zwei von 9—10′, drei von 7—8′ Länge. Zwei der letzteren sind mit Schärfen versehen, um damit die Wände des Gestelles und den Heerd reinigen zu können; 1 ist vorn zugespitzt und die übrigen sind an dem einen Ende gekrümmt, am andern mit einem Knopfe versehen.

2 Formstörer, 1 □″ stark und 8′ lang, mit einem Knopfe versehen, dient zur Reinigung der Formen.

1 Formkrücke, ¾″ starkes Rundeisen, zu einem Blatt von 3½″ Durchmesser und 3‴ Stärke am untern Ende ausgeschmiedet und mit einem hölzernen Stiel versehen; dient zum Zusetzen der Formen, wenn der Wind während des Roheisenschöpfens abgestellt werden soll.

2 Schlackenkrücken, Kratzen, um die Schlacke wegzuziehen. Das untere Ende ist aus rundem Eisen ausgeschmiedet, 7—8‴ stark und 5′ lang und an einem hölzernen Stiel befestigt.

1 Handstachel, 1 □″starkes Eisen zu einer Stärke von 4‴ und einer Breite von 2″ ausgeschmiedet und mit hölzernem Stiel versehen. Dient zum Losmachen der

---

[1]) Polyt. Centr. 1855. p. 554.
[2]) B. u. h. Ztg. 1850, No. 24, 43.

obersten Schlackenkruste im Vorheerd und zur Reinigung des Tümpels.

2 Lauflassspiesse, 1 □" stark, 7' lang und zugespitzt; dienen zur Oeffnung des Stichs beim Laufenlassen.

1 Schlackenhaken, $^3/_4$" stark, mit gekrümmter Spitze, 2' 6" lang, an einem 4' langen hölzernen Stiel. Dient zum Abziehen der Schlackenkruste, wird aber wenig gebraucht.

2 Stopfhölzer, hölzerne Stäbe von 3" Durchmesser und 7' Länge, zur Verschliessung der Stichöffnung nach dem Laufenlassen.

1 Gossen- oder Wischeisen, welches beim Laufenlassen quer über die Gosse gesetzt wird, um damit das Ausströmen des Roheisens aus dem Heerd zu reguliren.

1 Ambos, 1' 4" hoch und 1' 6" lang, mit abgerundeter Bahn, zum Anspitzen des Gezähs.

1 Schlägel, 20—24 Pfund schwer.

1 Handfäustel, 5 Pfund schwer, zum Eintreiben der Rengel und Spiesse in den Heerd.

1 Formfäustel, zum Anschlagen der Formstörer.

1 Heerdschaufel zum Zurechtmachen des Heerdes.

1 hölzerne Harke zum Ebnen des durch die Heerdschaufel aufgelockerten Heerdes.

Ausserdem:

1 Eimer, Besen, Feuerzange und

1 Wasserbassin.

II. Gezähe des Aufgebers.

3 Aufgebekarren, à 2 Cubicfuss enthaltend.

2 geflochtene, auf einem einrädrigen Karren befestigte Kohlenkörbe.

1 Schnellwaage zum Abwiegen der Kohlen und der Beschickung.

Hölzerne Kästen von $^1/_4$, $^1/_2$, $^3/_4$ und 1 Cubicfuss Inhalt.

1 Gichtkrücke von Eisen zum Ebnen der Gichten im Ofen.

1 Kohlenklöppel von Holz, zum Ebnen und Dichten der Kohlengichten.

1 Schaufel zum Füllen der Karren und Gefässe zur Beschickung.

1 Keilhaue zum Loshauen des Möllers.

1 Streichholz zum Abstreichen der Gefässe.

1 Möllerkrücke zum Ebnen der Möller.

1 Füllfass und 1 Harke.

1 frei aufgehängte eiserne Platte von weissem Roheisen, auf welcher mittelst Hammerschläge die täglich aufgegebenen Gichten angezeigt werden.

1 Gichttafel zum Anschreiben der durchgegangenen Gichten, des Gewichts des Satzes, des Gehalts der Möller etc.

1 Beschickungstafel, die Zusammensetzung des Möllers enthaltend.

Drittes Kapitel.

Arbeiten vor dem Schmelzen.

Allgemeines.

§. 23. Allgemeines. Es kömmt hier in Rücksicht das Rösten und Zerkleinen der Eisensteine, so wie das Gattiren und Beschicken derselben.

Zweck.

§. 24. Rösten der Eisensteine[1]). Es ist eine hüttenmännische Erfahrung, dass frisch geförderte Erze sich unvortheilhaft verschmelzen lassen, weit besser aber, wenn sie längere Zeit an der Luft lagen oder geröstet wurden.

Die Wirkungen des Röstens sind theils Folgen einer blossen Erhitzung, theils Folgen einer damit verbundenen Oxydation. Man kann damit bezwecken:

1) Den natürlichen festen Zusammenhang der Eisensteine so zu vermindern, dass sie in einen lockeren Zustand versetzt und zur Verschmelzung und Reduction in der Glühhitze fähiger gemacht werden. Bei

---

[1]) B. u. h. Ztg. 1843, p. 1009; 1848, p. 185; 1849, p. 520. *Erdm.*, J. f. ök. Ch. III, 309; VII, 380.

einigen Erzen erreicht man diese Auflockerung durch längeres Liegenlassen an der Luft (z. B. bei Thoneisensteinen, Sphärosideriten); manche erfordern aber hierzu lange Zeit, weshalb man ihnen durch die Röstung zu Hülfe kommt, z. B. Spath-, Roth- und Brauneisensteine; wieder andere werden durch Abliegen gar nicht aufgeschlossen und können nur durch Rösten aufgelockert werden z. B. Magneteisenstein, Eisenglanz, Kieseleisensteine etc. Mehr porös als Eisenglanz und Rotheisenstein wird beim Rösten Magneteisenstein, indem derselbe eine Menge Sprünge bekommt, deren Zahl durch theilweise Oxydation noch vermehrt wird. Will man Magneteisensteine in faustgrossen Stücken gut rösten, so brauchen sie eine anhaltend wirkende Hitze, wobei sie äusserlich gern zusammensintern und innen roh bleiben. Milde, mulmige Erze braucht man, wenn keine andere Gründe dazu nöthigen, in dieser Absicht nicht zu rösten. Quarzige Erze löscht man vortheilhaft nach dem Rösten noch heiss in Wasser ab, sehr kalkige dagegen nicht.

2) Die Entfernung des Wassers, kohliger Theile und der Kohlensäure, z. B. aus Braun- und Spatheisenstein [1]). Bei dem Drucke der über einander liegenden Erzschichten im Ofenschachte würde das Entweichen derselben erschwert werden, in Folge dessen die Erze länger unverändert bleiben, und dann bei der höheren Temperatur eine Reduction der Kohlensäure zu Kohlenoxydgas eintreten kann, womit ein unnützer Brennmaterialconsum verbunden ist. Gleichzeitig würde, wie bei jeder Verdampfung, eine Temperaturerniedrigung eintreten.

Der durch das Rösten erlangte Vortheil wiegt den verhältnissmässig geringen Aufwand an Brennmaterial vollkommen auf. Manche Eisensteine, z. B. die Kohleneisensteine (Black band) brennen von selbst fort.

3) Zur Abscheidung des Schwefels und Arsens.

---

[1]) Zersetzung des Spatheisensteins in höherer Temperatur. B. u. h. Ztg. 1848. p. 726.

Schwefelkieshaltige Erze müssen zur Abscheidung des grössten Theils des Schwefels geröstet werden; den noch zurückbleibenden Antheil Schwefel muss man dadurch unwirksam zu machen suchen, dass man unter bedeutenden Kalkzuschlägen graues Roheisen erbläst, indem dabei ein Theil des aus dem Roheisen abgeschiedenen Schwefels in die Schlacke geht. Phosphorsäure wird beim Rösten nicht abgeschieden oder zersetzt.

Sind die Eisensteine schwefelfrei, enthält dagegen das Brennmaterial (Steinkohlen, Cokes) viel Schwefel, so kann es vortheilhafter sein, die Eisensteine ungeröstet zu verschmelzen [1]).

Schwefel- und kupferkieshaltige Erze lässt man unter öfterer Bewässerung am besten an der Luft liegen, oder setzt sie doch wenigstens nach dem Rösten noch einige Zeit dem atmosphärischen Einfluss aus.

Nach *Grundmann* [2]) kann der Schwefel aus den Schwefelkies enthaltenden Kohleneisensteinen der Grafschaft Mark nur allein dadurch entfernt werden, dass man die Eisensteine bei einer Decke von Erzgrus röstet, den sublimirten Schwefel von der Decke wegräumt und den Haufen längere Zeit der Verwitterung aussetzt.

Beim Rösten kömmt es darauf an, die Temperatur gleichmässig und allmählig zu steigern, ohne dass Schmelzung eintritt. Je nach ihrer Zusammensetzung und Härte können die Eisensteine eine geringere oder grössere Hitze vertragen. Eine mittlere bis lichte Rothglühhitze ist gewöhnlich die passende Temperatur. Leichtsinternde Erze müssen von strengflüssigen separirt geröstet werden. Man darf nicht zu grosse Stücke anwenden, weil sonst, wenn der Kern durchgebrannt werden soll, die äussern Theile sich ver-

---

1) *Eck*, über das Verschmelzen der Thoneisensteine im gerösteten und ungerösteten Zustande. B. u. h. Ztg. 1852. p. 290. — Rösten der Raseneisensteine, *v. Carnall's* Zeitschr. II. Bd. 4. Lief. 1854. p. 173.

2) *Grundmann*, über die Entschwefelung der Eisenerze in der Grafschaft Mark und die Bedeutung der Puddelarbeit. Hagen 1855.

schlacken [1]). Durch Bildung solcher zusammengesinterten Massen wird dem Hauptzweck der Röstung, Auflockerung entgegengewirkt.

Der Röstplatz muss für die Transporte günstig sein; Röstöfen erbaut man am besten an einem Gebirgsabhang im Niveau der Hohofengicht, und bewirkt den Transport auf Schienen.

Röstmethoden. Folgende Röstmethoden (Bd. I. p. 147) sind im Gebrauche:

Haufenrösten. 1) Das Rösten in freien Haufen geschieht in der Weise, dass man den Eisenstein in Form eines abgestumpft konischen, eines meilerförmigen, eines abgestumpft pyramidalen oder eines länglich pyramidalen Haufens auf eine Unterlage von Holz bringt. Dabei lässt man 2—3 Fuss dicke Eisensteinslagen mit 2—3 Zoll dicken Schichten kleinerem Brennmaterial [2]) abwechseln, bringt die dickeren Stücke zu unterst hin und bedeckt den Haufen behuf besserer Regulirung des Feuers mit Erzklein. (Taf. IV. Fig. 66.) Bei 15—20 Fuss Durchmesser gibt man dem Haufen gewöhnlich nicht mehr als 6—7 Fuss Höhe, damit bei Mangel oder Ueberfluss an Brennmaterial die obern Schichten nicht zu schwach gebrannt werden, oder eine theilweise Verschlackung erfolgt. Dieses Verfahren, für weniger harte Eisensteine anwendbar, erfordert zwar einen grossen Aufwand an Brennmaterial, aber wenig Arbeitslöhne. Dabei lässt sich sonst nicht gut zu verwerthendes Brennmaterial consumiren, als Quandelkohlen, Kohlenlösch, Aeste, Späne etc.

Auf den meisten Harzer Eisenhütten geschieht das Rösten in freien Haufen; zu Lerbach und Rothehütte röstet man die dichten, harten Eisensteine in Oefen. Zur Königshütte und Altenauerhütte bestehen die Schichten gewöhnlich nur aus 5—6″ starken Lagen Quandelkohlen und 12—18″ starken Schichten Eisenstein. Auf 1 Fuder

---

[1]) *Jascke*, Bemerkungen über die Krystallisation des im starken freien Röstfeuer geschmolzenen Eisensteins. *Karst.*, Arch. 1. R. IX, 201.

[2]) Eisenerzrösten mit Kohlenlösch. Oesterr. Zeitschr. 1858. p. 104.

à 18 Cubicfuss Eisenstein kömmt $^7/_8$—1 Maas Quandelkohlen à 9 Ggr. und 10 Pf. bis 1 Ggr. Rösterlohn, so dass die totalen Röstkosten pro Fuder bis 10 Ggr. betragen. Manche Eisensteine, z. B. die Kohleneisensteine, sind so reich an Kohlenstoff, dass sie von selbst fortrösten.

Stadelrösten.

2) Das Rösten in Stadeln. Durch Umgebung der freien Haufen an 3 Seiten mit Mauern, wodurch Stadeln entstehen, hat man es, ausser einer Verminderung an Brennmaterial, mehr in der Gewalt, durch Züge in den Mauern die Hitze zu reguliren und einem Verschlacken entgegenzuwirken. Solche Stadeln hat neuerdings *Roth* in Ilsenburg für Brauneisensteine erbaut und sie sehr bewährt gefunden. Bei 7′ Höhe, 19′ Länge und 12′ Breite findet in denselben durch entsprechendes Schliessen und Oeffnen der Zuglöcher in dem Umfassungsraum ein Niederbrennen des mit dem Eisenstein geschichteten Brennmaterials von oben nach unten statt. Unterirdische Zugcanäle und ein mit Zuglöchern versehener vertikaler Schacht in der Mitte der Stadeln verstärkt den Luftzug. Man kann in diesen Stadeln bei Anwendung von fichtenem Reissig und Fichtenzapfen selbst klare Erze gut abrösten.

Ofenrösten.

3) Das Rösten in Schachtöfen ist sehr vortheilhaft (Bd. I. p. 148) in Bezug auf Brennmaterialersparung, entspricht den Bedingungen einer guten Vorbereitung und gewährt noch den Vortheil, dass die Arbeit ununterbrochen fortgehen kann; nur erfordert es mehr Arbeitslöhne. In grossen Oefen erfolgt die Röstung regelmässiger und schneller, weil die Erze einer höhern und zugleich besser gradirten Temperatur unterworfen sind. Leichtflüssigere und weichere Erze werden am besten in Röstöfen von cylindrischer oder konischer Form behandelt; bei härteren zieht man zum bessern Zusammenhalten der Hitze den Schacht oben zweckmässig zusammen. Am vortheilhaftesten werden die Oefen nach Art der Rumford'schen Kalköfen eingerichtet, aus denen man dann den Eisenstein früher oder später, je nachdem es seine Natur erfordert, unten ausziehen und oben frischen nach-

geben kann. Gut gerösteter Eisenstein zeigt sich im äussern Ansehen durch Oxydation verändert, ist mürbe, hat beim Zerschlagen keinen rohen Kern, ohne gesintert zu sein.

:hargiren. In Bezug des Aufgebens und der Feuerung kommen folgende beiden Abweichungen vor:

a) Erz und Brennmaterial (Wellholz, Torf, Kohlen, Cokes) werden in abwechselnden Schichten aufgegeben. Bei dieser Röstungsmethode findet wegen der Berührung von Erz und Brennmaterial eine sehr vollkommene Ausnutzung des letzteren statt, allein die aufsteigenden reducirenden Gase treten der oxydirenden Einwirkung der Luft entgegen. Je nach der leichteren oder schwereren Verbrennlichkeit des zu Gebote stehenden Brennmaterials erhalten die Oefen einen Rost oder nicht.

Die Oefen mit Rost gestatten den Vortheil einer gleichförmigeren Röstung, herbeigeführt durch die gleichförmige Vertheilung des Luftzuges, des Niedergehens und Ausziehens der Erze und durch die verhältnissmässig grosse Rostfläche.

Zu Lerbach im Harze werden in einem Ofen ohne Rost (Bd. I. Taf. I. Fig. 21) Rotheisenstein und Eisenglanz mit Holz und Holzkohlen abgeröstet. Auf 1 Fuder à 18 Cubicfuss Eisenstein kommen 0,496 Maass Quandelkohlen, 4,433 Stück Astwaasen und 2 Ggr. 2 Pf. Arbeitslohn. Sämmtliche Röstkosten pro Fuder Eisenstein betragen 7 Ggr. 11,69 Pf. Bei einer Beschäftigung von 6 Mann erfolgen im Röstofen täglich 33—35 Fuder gerösteter Eisenstein. Bei der Röstung der Braun- und Thoneisensteine in freien Haufen stellt sich die Production etwa um $^3/_8$ höher, so dass 1 Arbeiter durchschnittlich 7—7$^1/_2$ Fuder täglich bei angestrengter Arbeit durchrösten kann. Die Röstkosten pro Fuder betragen dabei bis 10 Ggr.

In Oberschlesien[1]) speist man den mit einem Rost versehenen Ofen (Bd. I. Taf. II. Fig. 24 u. 25) mit Cokescindern, die mit $^1/_3$ Steinkohlen versetzt sind. Auf 3 Ctr. = 3$^1/_2$ Cubicfusss Brauneisenstein gehen $^1/_8$—$^2/_5$ Cubicfuss des

[1]) *Scheerer*, Metall. II, 73.

Brennmaterialgemenges. Man füllt und zieht ungefähr alle 12 Stunden die Hälfte des im Schachte enthaltenen Erzes aus. Der Ofen fasst 6 Gichten Eisenstein à 15 Tonnen und 6 Gichten Brennmaterial à 1½ Tonne. 1 Tonne Eisenstein = 5 Centner.

Zu Neudeck[1]) in Böhmen (Taf. V. Fig. 79) hat man dem Rost *a* eine konische Form gegeben. Man stürzt zuerst 30 Maass klare Kohlen auf den Rost, so dass dieser 1 Fuss hoch über die Spitze damit bedeckt wird, darauf 220 Cubicfuss Erz, dann 24 Cubicfuss Kohlenlösch, 200 Cubicfuss Erz, 20 Cubicfuss Kohlenlösch und zuletzt 200 Cubicfuss Erz. Nach dem Anzünden versetzt man die 3 Auszugöffnungen *c* und überlässt den Ofen sich selbst, dessen Inhalt nach 48 Stunden gut gebrannt ist. Der Ofen wird hierauf entladen und wiederum gefüllt.

In Steiermark finden beim Abliegen der Spatheisensteine und Braunerze 6—7 % Austrockenverlust und beim Rösten 18,5 % Abgang statt. Auf 1 Wien. Centner Erz gehen 0,86 Cubicfuss schlechte Tannenkohlen und die Kosten betragen etwa 6 Pfennige. Die Steierschen und Kärnthner Schachtröstöfen haben einen Rost im Boden. Dieselben haben vor den englischen Röstöfen den Vortheil einer gleichmässigen Röstung, stehen aber den schwedischen nach[2]).

Zu Seraing in Belgien röstet man in 2 Oefen in 24 Stunden 400 Centner Erz mit 144 Cubicfuss Nusskohlen und 144 Cubicfuss Cokesgruss; die Kosten betragen 7 Sgr.

Auf französischen Cokeshütten können in 24 Stunden 300—400 Ctr. Erze geröstet werden und es gehen auf 1 Ctr. für 4½—5½ Pfd. Steinkohlen.

Zu Mägdesprung[3]) am Harze geschieht das Rösten von Spatheisensteinen, Sphärosideriten und Brauneisensteinen in Schachtöfen von 17′ 9″ Höhe, 4′ 4″ Gichtweite, 4′ unterer Weite und 7′ Weite im Kohlensack 10′ unter

[2]) *Weniger*, der practische Schmelzmeister. 1851. p. 28.

[2]) *Tunner's* Jahrb. 1842. p. 136. — Eisensteinsröstung zu Neuberg Oesterr. Zeitschr. 1855. p. 126. B. u. h. Ztg. 1855. p. 174.

[3]) B. u. h. Ztg. 1854. p. 405.

der Gicht. Die beiden einander gegenüberliegenden, 2½′ über dem Fundamente befindlichen Ausziehöffnungen sind 1′ 9″ hoch und 3′ breit, und zwischen ihnen liegt ein 4′ breiter und 1′ 9″ hoher gusseiserner Sattelrost zur Vermehrung der Zugluft und zur Vertheilung der Röstsäule nach den Ausziehöffnungen zu.

Man röstet in 24 Stunden 125 Cubicfuss Sphärosiderit oder 108 Cubicfuss Spatheisenstein, und es gehen auf je 100 Cubicfuss davon im rohen Zustande resp. 19,3 und 15,7 Cubicfuss harte Quandelkohlen, während bei der früheren Haufenröstung erforderlich waren resp. 81,8 und 65,7 Cubicfuss.

b) Der Eisenstein wird von der Flamme des Brennmaterials erhitzt, welches auf einer Feuerung innerhalb des Ofens oder auf seitwärts gelegenen Feuerungen verbrennt. Bei dieser Methode findet eine bessere oxydirende Einwirkung der Luft auf das Röstgut statt, als bei der vorigen Methode, wenn auch mit einem etwas grösseren Brennmaterialaufwande. Es lassen sich dabei alle möglichen Brennmaterialabfälle consumiren und man hat es in der Gewalt, durch zweckmässiges Schüren eine Verschlackung der Erze zu umgehen. Die Asche des Brennmaterials kommt nicht mit dem Erz in Berührung. Hierher gehören z. B. die auf schwedischen, steirischen[1]) und norwegischen Hütten gebräuchlichen und nach russischer Methode auch zur Röstung mit Wasserdampf (Bd. I. p. 70) vorgerichteten Schachtöfen (Bd. I. Taf. II. Fig. 28 und 29). Ein ähnlicher Ofen ist neuerdings zur Altenauer Hütte im Harz erbaut.

Oefen mit seitwärts gelegenen Feuerungen (Taf. V. Fig. 80, 81) sind in ökonomischer Beziehung weniger vortheilhaft, als die vorigen[2]). *a* Schacht, *b* Feuerungen, *c* Ausziehöffnungen, *d* Aschenfall, *e* schiefe Abrutschfläche.

In Schweden und Schottland wendet man zum Rösten der Eisensteine, worauf schon früher *Tunner*[3]) auf-

---

[1]) *Tunner*, Jahrb. 1842. p. 140.
[2]) *Weniger*, c. l. p. 28.
[3]) *Tunner*, Jahrb. 1842. p. 142.

merksam gemacht, die Gichtgase der Eisenhohöfen an. Der Röstofen [1]) (Taf. IV. Fig. 69, 70) hat folgende Einrichtung: *R* Rauhgemäuer, *M* Ausziehöffnungen, *G* Canal zur Zuführung der Hohofengase, zum Dichthalten mit einer Aschenfüllung *d* umgeben, aus welchem die Gase, nachdem sie in dem durch *g* ausräumbaren Raume *f* Flugstaub abgesetzt haben, in den Canal *e* treten, durch 12 ringsum gleichmässig vertheilte Füchse *i* in 12 darüber befindliche, nach der Schachtachse gerichtete Canäle *k* steigen und in den Schacht ausströmen, wo sie von der durch die Ausziehöffnungen · eintretenden Luft verbrannt werden. *n* Canäle zur Beobachtung des Röstprozesses und zur etwa nöthigen Nachhülfe mittelst einzuführender Brechstangen, durch eiserne Thüren verschliessbar, *o* Spähöffnungen, *K* Kernschacht, *L* Füllung, *b* gusseiserne Tragstücke, am innern Rande über jeder Ausziehöffnung eins angebracht, unter einander mit Klammern verbunden und das Kerngemäuer tragend, *a* rippenartige Verstärkung der Tragplatte in der Ausziehöffnung, *c* Eisenplatte, auf welcher der Canal *G* ruht.

Das Auffangen der Gichtgase geschieht nach der Wasseralfinger Methode.

Man röstet in einem solchen Ofen in 24 Stunden 250 Centner dichte Magneteisensteine und Eisenglanz, und zieht gewöhnlich alle $1^1/_2$ Stunden bei jeder der drei Ausziehöffnungen einm a Erz.

Auch auf schottischen Hütten [2]) wendet man die Gichtflamme ausser zur Feuerung von Dampfkesseln zum Rösten der Eisensteine und zum Brennen des Zuschlagkalkes an, und werden dadurch z. B. auf der Coltnesshütte auf jeden Centner Roheisen gegen die frühere Röstmethode an Selbstkosten $1^1/_2$ Sgr. gespart. Sollten die Gichtgase bei einem bedeutenden Schwefelgehalte die Eisensteine verunreinigen, so würde mit der Gasröstung zweckmässig eine Röstung mit Wasserdampf zu combiniren sein.

---

[1]) *Tunner's* Jahrb. 1852. p. 203. — B. u. h. Ztg. 1850. p. 601; 1852 Nr. 34, 36.

[2]) B. u. h. Ztg. XI, 579.

mofen-
ten.

4) Das Rösten in Flammöfen. Das Rösten in Flammöfen ist weit weniger gebräuchlich, als das in Schachtöfen, welche letztere am meisten fördern, am schnellsten rösten und weniger Arbeitslöhne erfordern. Dagegen würde das Rösten in Flammöfen billig kommen, wenn man sie mit der Gichtflamme der Hohöfen speiste.

Weniger[1]) empfiehlt Flammöfen zum Rösten zerkleinter Magneteisensteine.

§. 25. Zerkleinen der gerösteten Eisensteine.[2])

en der
nerung.

Die Grösse der Stücke des zu verschmelzenden Eisensteins hängt hauptsächlich von der Höhe des Ofenschachtes und von der Qualität des Brennmaterials ab. Damit die möglichst vollständige Reduction vor sich gehe, erfordern niedrige Ofenschächte eine grössere Zerkleinerung (bis etwa zur Hälfte einer Wallnuss) als höhere, für welche letztere die Grösse eines Hühnereies und darüber angewandt werden kann.

Feste, lockerliegende Kohlen gestatten die Anwendung kleinerer Erzstücke als dicht liegende und leicht zertrümmerbare, welche das Entweichen der glühenden Gasarten erschweren und eine unvortheilhafte Benutzung der Kohlen zur Folge haben würden. Jedenfalls müssen aber die Stücke von möglichst gleicher Grösse sein, weil im entgegengesetzten Falle kein regelmässiger Schmelzerfolg möglich ist.

Erz in zu grossen Stücken reducirt sich schwerer, und zwar bei gleichzeitiger Leichtflüssigkeit findet das Schmelzen vor dem Reduciren statt; mulmige und lettige Erze sperren dem Winde den Luftzug, rollen leicht durch, enthalten viel Feuchtigkeit und ballen sich zu Aussen verglasenden Klumpen.

nerungs-
ıoden.

Die Zerkleinerung geschieht entweder:

1) durch Zerschlagen mit Handfäusteln. Man hat die Operation dabei sehr in seiner Gewalt, kann schädliche Stoffe noch abscheiden und bekommt nicht so leicht

---

1) *Weniger*, der pract. Schmelzmeister. p. 29.
2) *Karst.*, Eisenhüttenkunde II, 186, 453. — *Leblanc*, I, 19; III, 149.

staub, wie bei maschineller Vorrichtung (Behandlung chwerspäthiger Erze zu Gittelde am Harz).

2) Durch Zerstampfen mit Pochstempeln, durch Menschenkraft oder Maschinerie. Erstere Methode, zwar kostspieliger, gestattet ein reines Aushalten, letztere ist aber billiger und fördert mehr, weshalb sie am gewöhnlichsten, so auf den meisten Harzer Hütten, gebräuchlich ist.

3) das Zerkleinen mit Pochhämmern (Schwanz- oder Aufwerfhämmer) wird wohl bei harten Erzen angewandt.

4) Das Zerkleinen durch Walzwerke findet häufig statt. So geschah die Zerkleinerung eines Theils der Erze zu Lerbach früher in wasserreichen Zeiten durch ein Walzwerk. Zwar förderte dasselbe weit mehr als die Pochwerke, allein die Zerkleinerung ward nur unvollkommen erreicht. In Ilsenburg am Harze geben Walzwerke einen erwünschten Erfolg. Bei zweckmässiger Einrichtung liefern Walzwerke nicht so viel staub- und pulverförmiges Erz als Pochwerke.

Zweck die Operation

§. 26. Gattiren und Beschicken der Eisensteine. Wenige Eisensteine, wie z. B. die mit Granat und Augit gemengten Magneteisensteine des Nordens, können, und dann auch nur mit der grössten Vorsicht, für sich verschmolzen werden; meistens bedürfen dieselben, damit das Eisen möglichst vollständig daraus abgeschieden und das Brennmaterial vollständig benutzt wird, einer Gattirung und Beschickung.

Gattiren.

Unter dem Gattiren der Eisensteine versteht man ein Vermengen ärmerer und reicherer Eisensteine, so dass ein gewisser Durchschnittsgehalt resultirt, der sich, auf den verschiedenen Hütten verschieden, für das Eisenausbringen am vortheilhaftesten herausgestellt hat, sich aber auch auf ein und demselben Werke, je nach dem Eisengehalte der zur Verwendung kommenden Eisensteine, ändern kann. Wollte man sehr eisenreiche Erze für sich verschmelzen, so würde es an den nöthigen Schlacken gebenden Bestandtheilen fehlen, der Schmelzgang würde

auf Kosten des Brennmaterialaufwandes und des Eisenausbringens ungünstig werden, indem ein Theil des reducirten Eisens durch die Gebläseluft wieder oxydirt wird und das gebildete Oxyd auf das Kohleneisen zurückwirkt, in Folge dessen ein strengflüssiges stahlartiges Product entsteht, welches sich an den Ofenwänden ansetzt und den regelmässigen Fortbetrieb des Ofens unmöglich macht. Diese Uebelstände hat man in neuerer Zeit mehr oder weniger überwunden, so dass man gegenwärtig in England auch reichere Erze für sich verhüttet [1]).

Bei zu armen Erzen wird das Verhältniss zwischen Schlacke und Eisen zu gross, es geht von letzterem verhältnissmässig viel verloren, indem die Eisenkörnchen in der grossen Schlackenmasse sich nur schwierig niedersenken.

Der durchschnittliche Eisengehalt der gattirten Erze schwankt gewöhnlich zwischen 30 und 50 %; über 40 % ist die Beschickung schon reich und sie fällt wohl nicht unter 20 %.

Von dem Verfahren beim Gattiren war in Bd. I. p. 55 die Rede.

blicken. Mit dem Beschicken [2]) der Eisensteine bezweckt man den Erdengehalt durch Zusatz passend gewählter Zuschläge (p. 38) zur Verschlackung zu disponiren. Von der richtigen Wahl und Menge derselben hängt der gute Gang des Ofens und der grössere oder geringere Vortheil beim Betriebe in Bezug auf den Brennmaterialaufwand und das Eisenausbringen ab. Es muss deshalb der Hüttenmann sowohl von der Zusammensetzung seiner Eisensteine, Zuschläge und Brennmaterialien, als auch von den Eigenschaften derjenigen Silicate genaue Kenntniss haben, welche beim Hohofenprozesse von besonderem Einflusse sind. Nur dadurch wird er in den Stand gesetzt, einen bereits bestehenden Betrieb mit Erfolg und rationell weiter zu führen, einen erst zu begründenden aber mit

---

[1]) Bgwfd. X, 187.

[2]) *Lindauer* in: B. u. h. Ztg. 1855. p. 109, 227. — Bgwfd. XVIII, 277.

Vertrauen zu eröffnen und auf kürzestem Wege zu einer Consequenz im Betriebe zu gelangen.

Die Anwendung der Stöchiometrie (Bd. I. p. 60) auf die Beschickungsverhältnisse und die der Isomorphie auf gebildete Schlacken lehren den Hüttenmann wichtige Beziehungen kennen. Während die erstere ein Mittel bietet, einem Eisenhohofen beinahe unter allen Umständen die zu verschlackenden Erdarten zuzuführen, ist er mit Hülfe der letzteren im Stande, zu erkennen, dass die gebildeten Schlacken in vielen Fällen wirklich chemische Verbindungen sind. Obwohl Fälle vorkommen, wo eine bestimmte chemische Verbindung weniger wahrnehmbar wird, so darf man im Allgemeinen doch voraussetzen, dass zwischen der aufgegebenen Beschickung und der gefallenen Schlacke eine Wechselwirkung bestehen muss, welche allerdings durch zufällige Einwirkungen mehr oder weniger alterirt werden kann. Da nun zwar eine Menge Schlackenanalysen vom Hohofenbetriebe, nicht aber die zugehörigen Beschickungsanalysen bekannt sind, so dürfte es zur weitern Erkenntniss des Hohofenbetriebes höchst wünschenswerth sein, ausser der Analyse der Schlacken auch die der zugehörigen Beschickung zu kennen, um aus ersterer mit Rücksicht auf das gewonnene Product einen sichern Schluss bezüglich der letzteren ziehen, durch dieselbe auf die Bildung der Schlacken wenigstens annäherungsweise einwirken und endlich beurtheilen zu können, in wiefern gewisse Bestandtheile sich gegenseitig ersetzen.

Wichtigl stöchiomı scher Bei nungeı

Man unterscheidet

1) das Beschicken in Rücksicht auf die Schlakkenbildung. Im Allgemeinen muss die Zusammensetzung der Erdarten in der Beschickung so gewählt werden, dass eine Verbindung entsteht, deren Schmelzpunkt dem Temperaturmaximum des Hohofens und dem zu erzeugenden Producte angemessen, jedenfalls aber auch bedeutend höher ist als der Schmelzpunkt des Roheisens, um die Bildung einer eisenoxydulreichen Schlacke zu vermeiden. Je mehr unter der letzten Berücksichtigung der Schmelzpunkt unter dem Temperaturmaximum bleibt, desto höher

Beschick Rücksicht Schlackeı dung.

kann der Satz geführt werden und um so geringer wird der relative Kohlenverbrauch, um so grösser aber auch die Wahrscheinlichkeit, weisses Eisen zu erblasen. Bei zwei in ihren Schmelzpunkten verschiedenen Silicaten ist dasjenige für die Erzeugung von grauem Eisen günstiger, welches den höhern Schmelzpunkt erfordert, vorausgesetzt, dass derselbe nur in angemessener Entfernung unter dem Temperaturmaximum liegt.

Scheerer [1]) hat das verschiedene Temperaturmaximum (P) eines Hohofens für kalten und heissen Wind von der Temperatur t für Holzkohlen in folgender Weise berechnet:

t	0	100	150	200	250	300	350	400° C.
P	2656	2758	2809	2860	2911	2962	3023	3064.

Wenngleich dieses Temperaturmaximum in der Praxis nur annähernd erreicht wird, so steht doch fest, dass demselben der Schmelzgrad der stöchiometrischen Verbindungen der Beschickung angemessen sein muss und demselben keinenfalls zu nahe liegen oder übersteigen darf. Die Flüssigkeit der Schlacke darf nicht durch Bildung eines Eisenoxydulsilicates herbeigeführt werden und die Schmelzung nicht eher erfolgen, als die Reduction und Kohlung beendigt ist.

Nach den Untersuchungen von *Berthier*, *Sefström*, *Plattner* u. A. (Bd. I. p. 281) sind unter den hier hauptsächlich in Betracht kommenden Silicaten der Kalkerde und Thonerde in der Regel diejenigen die leichtschmelzigsten, welche zwischen $\dot{C}a^3 \ddot{S}i^2 + \bar{\bar{A}}l \ddot{S}i^2$ und $\dot{C}a^3 \ddot{S}i + \bar{\bar{A}}l \ddot{S}i$ liegen.

Durch Hinzutritt von Mangan werden sie leichtflüssiger, durch Magnesia strengflüssiger. Zur Sättigung ein und derselben Menge Kieselsäure braucht man weniger Magnesia, mehr Thonerde und am meisten Kalkerde und zwar ist das Silicat, welches die meiste Kalkerde aufgenommen hat, am leichtflüssigsten. Aus diesem Grunde

[1]) *Scheerer's* Metallurgie II, 21. — Bgwfd. VII, 417. — B. u. h. Ztg. 1844. p. 481.

verwendet man Kalkerde mehr als andere Erden als Zuschlag.

Bei der Wahl eines Silicates entscheidet die Beschaffenheit des Brennmaterials mit. Erfahrungsmässig kann bei Holzkohlen das Silicat zwischen obigen beiden Verbindungen gewählt werden, die günstigste pflegt jedoch $\dot{C}a^3 \ddot{S}i^2 + \ddot{\bar{A}}l \ddot{S}i$ zu sein. Bei mineralischen Brennstoffen, welche meist Schwefelkies und Gyps beigemengt enthalten, gibt man zur Entfernung des Schwefels einen vermehrten Kalkzuschlag, und man muss ein Silicat wählen, welches bei dem hohen Kalkgehalte noch den nöthigen Grad der Leichtflüssigkeit besitzt. Als solches empfiehlt sich $\dot{C}a^3 \ddot{S}i + \ddot{\bar{A}}l \ddot{S}i$. Man kann zur Vermeidung eines zu grossen Ueberschusses an Kalk einige Procent manganhaltiges Erz zuschlagen.

Nach *Le Blanc* sucht man sich in den meisten Fällen nachstehenden Verhältnissen zu nähern:

	Bei Holzkohlenöfen.	Bei Cokesöfen.
Kieselerde .	85—41.	50—40.
Thonerde . .	15—20.	15—18.
Kalkerde . .	25—35.	35—42.

Bei Zugrundelegung dieser Thatsachen wird man beim Beschicken verschiedener Eisensteine in nachstehender Weise verfahren müssen.

Beschicken kieseliger Erze.

a) Kieselige Eisensteine sind streng- oder leichtflüssig und sehr geneigt, weisses Roheisen und eine von Eisenoxydul grün gefärbte Schlacke zu geben, weil die Schmelzung früher eintritt, als die Reduction beendigt ist. Durch Temperaturerhöhung lässt sich das verschlackte Eisenoxydul nicht wieder reduciren. Bestehen solche Eisensteine nur aus Quarz und Eisenoxyd oder sind sie sonst sehr quarzig und strengflüssig, so beschickt man sie am besten mit einem Gemenge von Thon und Kalk oder thonigem Kalk. Enthalten die Erze aber kieselsaure Verbindungen, die einander nicht als Schmelzmittel unterstützen (Thon), so sind sie ebenfalls sehr strengflüssig und erhalten am besten Zuschläge von sandigem Kalkstein, Basalt etc. Unterstützen sich die kieselsauren Verbindungen beim Schmelzen

kräftig, so dass die Erze sehr leichtflüssig werden, so muss man sie mit so viel Zuschlägen beschicken, dass eine strengflüssige Schlacke entsteht. Am besten dient dann Dolomit wegen seines Magnesiagehaltes als Zuschlag.

Hierher gehören auch die Eisenfrischschlacken, welche man oft beim Hohofenbetrieb mit zu consumiren hat, da sie sich erfahrungsmässig für sich nicht mit Vortheil verschmelzen lassen. Ihr Zusatz zur Eisenhohofenbeschickung muss vorsichtig geschehen, weil sie leicht weisses Eisen und eine grüne, eisenhaltige Schlacke geben [1]). Ein Rösten derselben soll bei ihrer Verschmelzung von gutem Einfluss sein [2]). *Calvert* [3]) schlägt, um den schädlichen Einfluss der fast stets Schwefel und Phosphor enthaltenden Frischschlacken auf die Beschaffenheit des Roheisens zu beseitigen, vor, entweder

α) dieselben grob zu pochen, mit der Hälfte ihres Gewichtes gelöschten Kalk zu versetzen, den damit gebildeten Brei zu Ziegeln zu formen und diese entweder mittelst der Gichtflamme zu trocknen oder sie in einem besonderen Ofen zu rösten und sie dann zu verschmelzen; oder

β) die gepochten Schlacken vor dem Einbinden in Kalk in einem Flammofen oder in grösseren Stücken in einer Art Kalkofen stark zu rösten, wobei die Schwefel- und Phosphormetalle in schwefelsaure und phosphorsaure Salze übergehen, oder

γ) die gepulverten Schlacken mittelst der Gichtflamme zu behandeln, wobei die Eisenoxydulsilicate zersetzt werden und sich metallisches Eisen bildet. Die erkalteten Schlacken werden dann wieder zu Pulver gemahlen und mit Kalk eingebunden.

...schicken ...iger Erze.

b) Kalkige Erze, welche mehr Kalkerde und Talkerde enthalten, als Thonerde, sind in der Weise mit Zuschlägen zu versehen, dass die entstehende Schlacke sich

[1]) Ueber die metallurgische Zugutemachung der Eisenfrischschlacken. *Karst.*, Arch. 1. R. VII. 274, 369, 299; VIII. 189; XI. 280. Oestr. Zeitschr. 1855. p. 311.

[2]) *Hausmann*, Götting. Stud. II. 107.

[3]) B. u. h. Ztg. 1855. p. 284.

mehr einem Bisilicat nähert, obgleich sie auch schon ein Trisilicat sein kann.

Beschick thoniger E

c) Thonige Erze müssen so viel kalkige Zuschläge erhalten, dass sich die Schlacke mehr einem Singulosilicat, als einem Bisilicat nähert; enthalten sie neben Thon viel Kalk- und Talkerde, mehr einem Bi- oder Trisilicat. Ganz kieselerdefreie Erze kommen selten vor. Sehr vortheilhaft wirken oft Zuschläge von Basalt, Granat etc.

Beschick von Spat eisenstein

d) Leichtflüssige Spath- und Brauneisensteine, Sphärosiderite geben gern bei grüner Schlacke ein weisses Eisen, welches man seiner Reinheit wegen häufig absichtlich erzeugt. Soll aber das Eisenausbringen bei Erzeugung von grauem Eisen vollständig geschehen, so muss man kalkige oder thonige Zuschläge in solcher Menge geben, dass eine Bi- bis Trisilicatschlacke entsteht.

e) Manche Eisenhütten müssen ihre Erze gattiren und beschicken, manche, denen verschiedene Eisensteinssorten fehlen, können nur beschicken, und wieder andere, denen kieselige, kalkige und thonige Eisensteine zu Gebote stehen, brauchen nur zu gattiren, indem bei zweckmässiger Ausführung dieser Operation der Erdengehalt der einen Eisensteinssorte dem der andern zur Verschlackung dient. Dies ist in ökonomischer Beziehung das günstigste Verhältniss. Gewöhnlich ist in einer Gattirung der Kiesel- und Thonerdegehalt vorherrschend, so dass es nur noch eines Kalkzuschlages bedarf.

Berechnu einer Beschicku

Wenngleich die im Vorstehenden angegebenen Grundsätze so allgemein gehalten sind, dass man von ihnen in allen speciellen Fällen nicht immer Anwendung machen kann, so geben sie doch ein Mittel an die Hand, um die Anordnung einer Beschickung von vorn herein einigermassen zu treffen.

Um für eine Eisensteinsgattirung nach diesen Grundsätzen die Menge und Qualität des Zuschlages bestimmen zu können, wird eine Untersuchung nach *Berthiers* Verfahren (p. 36) auf ihre schlackengebenden Bestandtheile, sowie auf trocknem Wege (p. 24) oder nach *Fuchs* Methode (p. 34) auf ihren Eisengehalt vorgenommen, wo-

nach sich eine behufige Rechnung anstellen lässt. (Beispiel Bd. I. p. 60.)

Beschicken in Rücksicht auf die Qualität des Roheisens.

2) Das Beschicken in Rücksicht auf die Qualität des Roheisens. Wenngleich die Darstellung eines Roheisens von bestimmter Beschaffenheit von der grössern oder geringeren Strengflüssigkeit der Erden in der Beschickung wesentlich abhängig ist, so können auf die Qualität desselben ausserdem noch andere Umstände influiren, und ist in dieser Beziehung Nachstehendes zu bemerken:

a) Bei Abänderung einer Beschickung darf man den Oxydationszustand des Eisens in einem Erze nicht übersehen. Zur Erzielung gleicher Resultate bezüglich der Beschaffenheit des zu erblasenden Roheisens dürfen nur Oxyde durch Oxyde, nicht aber Oxyde durch Oxydule, oder, wenn es nicht anders geht, nur in geringem Maasse ersetzt werden. Selbst geröstete Oxyde sind hiervon nicht ausgenommen.

b) Zur Erzeugung eines weichen, zähen, grauen Roheisens, welches sowohl zur Giesserei, als zur Stabeisenfabrikation tauglich ist, muss man Mangan, Phosphor und Schwefel enthaltende Mineralien vermeiden, desgleichen auch Eisenfrischschlacken und unter Umständen auch den leichtschmelzigen Flussspath.

c) Roheisen für feine Gusswaaren erzeugt man am besten aus phosphorhaltigen Eisensteinen.

d) Gutes Roheisen, welches ein härteres Stabeisen liefern soll, kann man aus manganhaltigen und kieseligen Eisensteinen erblasen.

e) Roheisen zur Stahlfabrikation erzeugt man am besten aus reinen, Mangan enthaltenden Spath- und Brauneisensteinen.

f) Zu Roheisen, bei welchem es nicht auf die Qualität ankömmt, z. B. bei als Niederschlagsmittel für die Bleiarbeit bestimmten Eisengranalien, kann man die schlechtesten Eisensteine verwenden.

g) Schwefelhaltige Erze erfordern zur Darstellung eines brauchbaren Eisens starke Kalkzuschläge [1]).

---

[1]) *Berthier*, über den Einfluss des verstärkten Kalkzuschlages auf

Von den Manipulationen beim Gattiren und Beschicken war im Allgemeinen in Bd. I, p. 60 die Rede. Man nennt den Ort, wo das gattirte und beschickte Erz (Möller) aufgestürzt wird, Möllerboden. Von jedem Möller pflegt man das Trocken- und Nassgewicht zu bestimmen, indem man eine Quantität davon in der Art absticht, dass sämmtliche Lagen durchschnitten werden. Dann überzeugt man sich von der richtigen Beschaffenheit der Beschickung durch die Möllerprobe (p. 35), welche, aber ohne alle Zuschläge, wie eine gewöhnliche Eisenprobe angestellt wird, und den richtigen Durchschnittsgehalt an Eisen, so wie eine gute Schlacke geben muss [1]).

Manipulationen beim Gattiren und Beschicken.

Der Möllerboden liegt zweckmässig neben der Gicht der Hohöfen und mit ihr in einem Niveau. Gestattet Solches die Lokalität nicht und muss er tiefer gelegt werden, so bedient man sich zum Auffahren der Beschickung und des Brennmaterials der Gichtaufzüge [2]), maschineller Vorrichtungen von der verschiedensten Construction (Bd. I, p. 61), mittelst welcher man die mit Beschickung oder Kohlen gefüllten Gefässe entweder senkrecht oder auf geneigten Ebenen (Taf. V, Fig. 82) in die Höhe zieht. Als bewegende Kraft wendet man Menschen-, Wasser- oder Dampfkraft an. Die in Belgien sonst gewöhnlichen, auch in die Rheinprovinz übergegangenen Paternosterwerke haben in England keinen Anklang gefunden, da sie, obgleich die Betriebsmaschine immer regelmässig belastend, zu vieler Menschenhände bedürfen, um regelmässig bedient zu werden. Zu Dundyvan sind pneumatische Gichtaufzüge [3]) in Anwendung, welche durch Gebläseluft betrieben werden, und zu Low-Moor befinden sich selbst aufgebende Gichtaufzüge, bei welchen der Arbeiter fast gar nicht auf die Gicht kommt.

Gichtaufzüge.

---

die Beschaffenheit des Roheisens beim Verschmelzen von schwefelhaltigen Eisenerzen. *Karst.*, Arch. 1. R. XVI. 180.

[1]) *Tunner's* Jahrb. 1842. p. 96. 1853. p. 250.

[2]) *Leblanc*, Eisenhüttenkunde. I. Taf. 17—20; III. Taf. 25—28, p. 316. — Neuer Schaupl. d. Brgkde. XV. 2. Abthlg. p. 60. — *Valerius*, Roheisenfabrikation, deutsch von *Hartmann* 1851. p. 337.

[3]) *Dingl.*, CXV. 17. — B. u. h. Ztg. 1850. No. 14 u. 15.

Viertes Kapitel.

Eisenhohofenbetrieb.

[A]llgemeines. §. 27. Theorie des Eisenhohofenprozesses[1]. Beim Behandeln einer Eisensteinsbeschickung im Hohofen kommt es auf die Reduction des oxydirten Eisens, auf die Kohlung des reducirten Eisens und auf das Ausschmelzen des gekohlten Eisens aus den schlackengebenden Bestandtheilen an. Da das Eisen sehr feuerbeständig ist, aber durch den Zutritt des Sauerstoffs verändert wird, so gibt man die Beschickung in einzelnen Schichten mit dem Brennmaterial in den Ofen und erreicht bei diesem Verfahren eine gleichmässige Reduction und Schmelzung des Erzes resp. durch die unmittelbare Berührung desselben mit Kohle und die aufsteigenden reducirenden Gase, sowie dadurch, dass nicht grössere Massen von Erz (wie in Flammöfen), sondern nur geringe Quantitäten nach und nach zum Schmelzen kommen. Wollte man Erz mit Kohle mengen, so würde durch letztere das Zusammengehen der schlackengebenden Bestandtheile verhindert werden. Bei einem Aufgeben von Beschickung und Brennmaterial in getrennten vertikalen Säulen, wie solches z. B. beim Verschmelzen der Blei-, Silber-, Kupfer-, Zinnerze etc. geschieht, würde die Reduction nicht gleichmässig stattfinden und die erforderliche Temperatur im Schmelzraume nicht vorhanden sein. Bei dem schichtenweisen Aufgeben beider liefert die unten befindliche Kohlenschicht die gehörige Hitze zum Schmelzen des daraufliegenden Erzsatzes.

Zur Reduction des Eisenoxyds bedarfs der innigen Berührung der Eisensteine mit den Kohlen nicht, indem die reducirende Wirkung im Eisenhohofen, ausser geringen Mengen von Wasserstoffgas, Kohlenwasserstoffgas und Cyangas, hauptsächlich dem Kohlenoxydgas zugeschrieben

---

[1]) *Valerius*, c. l. p. 481. — *Ebelmen*, in B. u. h. Ztg. 1851. p. 321. 1844. p. 113. — Bgfd. II. 464; IX. 55. — *Leblanc*, c. l. I. 22. III. 174, 256.

werden muss. (Bd. I, p. 14), welches sich auf nachstehende Weise erzeugt. Beim Eintritt der Gebläseluft in das theilweise mit Brennmaterial gefüllte Obergestell erzeugt sich bei dem Ueberschuss von Sauerstoff vor der Form meist Kohlensäure. Der hieselbst nicht verbrauchte Sauerstoff steigt im Gestell empor und bringt die unmittelbar über der Form befindlichen Kohlen unter Bildung von Kohlenoxydgas ins Glühen. Indem nun die Kohlensäure die glühenden Kohlen durchstreicht, wird sie ebenfalls zu Kohlenoxydgas reducirt, welches im Ofenschachte emporsteigt und dem Eisenoxyd nach und nach seinen Sauerstoff entzieht. Diese Reduction findet nicht momentan ganz vollständig statt, so dass sich gleich metallisches Eisen erzeugte, sondern das Oxyd verwandelt sich erst an der Oberfläche in magnetisches Oxyduloxyd, dann der Kern und erst nach und nach findet von Aussen nach Innen eine vollständige Desoxydation statt. Erzeugte sich unmittelbar metallisches Eisen, so würde ein Theil desselben durch die entstehende Atmosphäre von Kohlensäure wieder oxydirt werden. So aber ist die Reduction erst beendigt, wenn die Beschickung in eine so kohlensäurearme Region tritt, dass eine wesentliche oxydirende Einwirkung auf das Metall nicht mehr stattfindet.

Scheerer's Ofenzonen.

Scheerer[1]) theilt die ganze Beschickungs- und Brennmaterialsäule von der Ofensohle bis zur Gicht in fünf Zonen (Taf. V, Fig. 83) ein, und es finden in diesen einzelnen Ofentheilen nachtstehende chemische Vorgänge statt:

Vorwärmzone.

1) Im obersten Theile, der Vorwärmzone, erleidet der Eisenstein eine Röstung, wobei derselbe das mechanisch und chemisch gebundene Wasser, sowie Schwefel und Kohlensäure verliert, dadurch aufgelockert und in Folge dessen zu der weiter unten vor sich gehenden Reduction vorbereitet wird. Die Temperatur in dem oberen Schachtraume ist im Allgemeinen sehr niedrig, hängt aber hauptsächlich von der Beschaffenheit des angewandten Brennmaterials und der mehr oder weniger erhitzten Gebläseluft, sowie von dem verschiedenen Ofengange ab. Bei An-

---

[1]) *Scheerer*, Met. II. 13.

wendung von heisser Luft ist, wie pag. 83 nachgewiesen wurde, unter gleichen Umständen die Temperatur in dem oberen Ofentheil niedriger, als bei kalter Luft.

Ebelmen[1]) fand die Temperatur bei Holzkohlen und kalter Luft oben an der Gicht zu 112° C, bei tiefer Gicht zu 200° C, bei Cokes und voller Gicht zu 228—330° C und bei niedergesunkener Gicht zu 366—430° C. *Le Blanc* gibt die Temperatur bei 2,5 Meter unter der Gicht zu 250° C an.

Reductions-zone.

2) Im zweiten Schachtraume, der **Reductionszone**, steigt die Temperatur bei Holzkohlen über 400° C und es beginnt die Reduction des Eisenoxydes durch das aufsteigende Kohlenoxydgas zu $\dot{F}e\,\dddot{F}e$ bei ungefähr 350° C, also schon bei einer Temperatur, die noch nicht zum Glühen hinreicht (Bd. I, p. 84). Sobald die Beschickung in dieser Zone sinkt, lässt der kohlensaure Kalk seine Kohlensäure fahren und die Reduction schreitet langsam fort, indem sich eine dem Hammerschlag analoge Verbindung, $\dot{F}e^4\,\dddot{F}e$, erzeugt. Da die Temperatur schon so hoch geworden ist, dass die aus dem kohlensauren Kalk entbundene Kohlensäure durch die anwesende Kohle zu Kohlenoxydgas reducirt werden kann — wodurch ein unnützer Brennmaterialaufwand und eine Wärmeabsorption stattfindet —, so ist es vortheilhafter, den Kalk in gebranntem Zustande aufzugeben (p. 39).

Hat sich die Beschickung dem Kohlensacke genähert, so ist das $\dot{F}e^4\,\dddot{F}e$ allmählig in $\dot{F}e$ und zuletzt in metallisches Eisen übergegangen und damit ist der chemische Act in dieser Zone vollendet.

Ebelmen bestimmte die Temperatut in einem Holzkohlenofen 8,04 Meter unter der Gicht oder 0,63 Meter über dem Kohlensacke zwischen den Schmelzpunkten des Silbers und Kupfers (1022—1173°) zu über 1000° C; bei einem Cokeshohofen im Kohlensacke etwa zu 1173°, der Schmelzhitze des Kupfers. Bei Anwendung von heisser

[1]) Bgwfd. VIII. 440.

Luft ist die Hitze in den unteren Ofentheilen grösser, als bei kaltem Winde (p. 83).

Erklärung verschiedener Erscheinungen.

In Betreff der Zusammensetzung der Gase vom Kohlensack bis zur Gicht finden nach *Ebelmen's*[1]) Untersuchungen bei den Holzkohlen- und Cokesöfen bedeutende Abweichungen statt. Im Allgemeinen liegt die reducirende Zone bei den Cokesöfen höher, als bei Holzkohlenöfen; bei ersteren findet die Reduction vorzugsweise schon in der oberen Hälfte des Schachtes statt, was wohl von den höheren Temperaturen dieser Oefen in den entsprechenden Zonen herrührt. Diese Verschiedenheit hat im Nachstehenden ihren Grund. Erfahrungsmässig braucht man zur Erzeugung einer bestimmten Menge Roheisen etwa doppelt so viel Cokes als Holzkohlen (p. 49). Die Erhitzung der niedergehenden Schmelzsäule wird durch die freie Wärme bewirkt, welche der aufsteigende Gasstrom nach der Umwandlung des atmosphärischen Sauerstoffs in Kohlenoxydgas noch besitzt, und zwar ist die Menge der den Hohofen durchstreichenden Gase fast der Menge des aufgegebenen Brennmaterials proportional. Je mehr Brennstoff man verbraucht, um einen Theil Erz zu verschmelzen, um so grösser wird auch im Verhältniss zur Erzbeschickung die Gasmenge und folglich um so höher die Temperatur. Da nun, wie oben angeführt, zur Erzeugung eines bestimmten Eisenquantums fast doppelt so viel Cokes erforderlich sind, als Holzkohlen, so muss bei jenen die Temperatur der Gase an den entsprechenden Regionen höher sein, als an den Holzkohlenöfen. Beträgt nun die Temperatur bei letzteren in der Gicht 100 bis 120° C, bei Cokesöfen aber 228—330° C, so muss die Reduction des Eisenoxyds, welche nach der bei etwa 300° erfolgten Entfernung des Hydratwassers schon bei 350—360° C anfängt, bei Cokesöfen fast sogleich nach dem Aufgeben beginnen.

Die Erscheinung, dass bei Holzkohlen die Kohlensäure vom Kohlensack bis zur Mitte des Schachtes bei gleichzeitig abnehmendem Kohlenoxydgas zunimmt, dann

---

[1]) Bgwfd. VIII. 460.

aber von da bis zur Gicht die Gase nahe dieselbe Zusammensetzung behalten und nur eine gewisse Menge Wasserdampf aufnehmen, während bei Cokesöfen das Gegentheil und die Reduction vorzugsweise in der obern Hälfte des Ofens stattfindet, — hat darin ihren Grund, dass bei der in Cokesöfen weiter hinauf herrschenden höheren Temperatur die Umwandlung der Kohlensäure in Kohlenoxydgas durch die Berührung mit Kohlen geschehen kann. Hieraus geht hervor, was auch mit der Erfahrung stimmt, dass die Gichtgase von Cokesöfen mehr brennbare Gase enthalten, als solche von Holzkohlenöfen und sich besser zur weitern Benutzung eignen.

Die Menge des Wasserstoffgases, durch Zusetzung des durch die Form mit eingeblasenen Wasserdampfes erzeugt, wechselt vom Kohlensack bis zur Gicht fast gar nicht. Bei Cokesöfen ist die Menge desselben unbeträchtlich und weit geringer, als bei Holzkohlenöfen, was wohl daher rührt, dass Cokes beim Ausglühen in geschlossenen Gefässen nur 1—2 %, Holzkohlen aber 10—15 % flüchtige, viel Wasserstoff enthaltende Substanzen geben.

Entzieht man einem Cokeshohofen über dem Kohlensack weg die Hälfte Gase, so bleiben im Vergleich zur Erzmenge noch eben so viel zurück, als in einem Holzkohlenofen überall entstehen. Am Kohlensack weggenommen, zeigen die Gase aus beiden Oefen nahe gleiche Zusammensetzung, die Kohlensäure ist verschwunden, was zu dem Schlusse berechtigt, dass die Reduction im Kohlensack beendigt ist. Nur sind die Cokesgase heisser, als die Holzkohlengase.

Zur Erklärung der chemischen Vorgänge im Eisenhohofen haben die in neuerer Zeit von *Bunsen*, *Ebelmen*, *Scheerer* u. A. ausgeführten Analysen der Hohofengase (Bd. I, p. 126) wesentlich beigetragen.

lungszone. 3) In der Rast, der Kohlungszone, beginnen die schlackengebenden Bestandtheile schon auf einander zu reagiren und es geht hier hauptsächlich die Kohlung des Eisens vor sich, welche im oberen Theile des Gestelles beendigt wird. Sind die Erze sehr leichtflüssig (Spatheisensteine, Kieseleisensteine, Eisenfrischschlacke etc.), so

kann vor gehöriger Reduction und Kohlung schon Schmelzung eintreten, wobei Eisenoxydul von der Kieselerde verschlackt wird. Dieses geht entweder in den Schlacken verloren oder reducirt sich theilweise im Gestell auf Kosten des Kohlenstoffs im Roheisen oder der mit den Schlacken gemengten Kohlenstückchen. Davon ist eine beträchtliche Absorption latenter Wärme begleitet, die Temperatur der aufsteigenden Gase erhöht sich und es erfolgt neben einer möglichen Bildung von Frischeisen weisses Roheisen. Auch vermögen die in diesem Falle entstehenden dünnflüssigen Schlacken das Eisen nicht gegen Oxydation zu schützen.

Um eine vollständige Reduction der Erze vor deren Schmelzen zu bewirken, muss man die Beschickung hinreichend strengflüssig machen, die Erze in nicht zu groben Stücken anwenden und ihnen durch Anwendung hoher Schächte hinlänglich Zeit zur Reduction lassen. Durch zweckmässige Gattirung und Beschickung kann den Erzen jede erforderliche Schmelzbarkeit ertheilt werden, aber die Reducirbarkeit lässt sich dadurch nicht reguliren. Bei schwer reducirbaren Erzen muss die Beschickung strengflüssiger eingerichtet werden, damit die Gichten länger in Ofen bleiben, und das Verschmelzen der gerösteten und stark zerkleinten Erze muss in Oefen von engeren Dimensionen geschehen. Bei zu strengflüssiger Beschickung, welche durch die im Ofen erreichbare Temperatur nicht in Fluss gebracht werden kann, sei es nun, dass zu viel oder zu wenig Basen vorhanden sind, wird Eisenoxydul von den Schlacken aufgenommen und dadurch Leichtflüssigkeit herbeigeführt. Gleichzeitig tritt ein rascherer Gichtenwechsel und damit eine Abkühlung des Ofens ein, wodurch noch mehr Eisen verschlackt wird. Unter Umständen kann der Gichtenwechsel so rasch werden, dass der Ofen durch zu starke Abkühlung erstickt. Ungleich reducirbare und ungleich schmelzbare Erze geben ebenfalls zur Verschlackung von Eisen Veranlassung.

Zweck d. Kohlun

Wie nothwendig die Kohlung des Eisens ist, beweist der Gang eines Hohofens zur Genüge. Hat dieselbe vor dem Eintritt der Beschickung in den Schmelzraume nicht stattgefunden, so erfolgt bei einem schlechten Ofengang ein

unvortheilhaftes Ausbringen. Der Kohlenstoff schützt bei sehr hoher Temperatur das Eisen vor Oxydation und vor der bei dem Vorhandensein flüssiger Erden und Erdenverbindungen so leicht erfolgenden Verschlackung. Ausserdem macht der Kohlenstoff das Eisen schmelzbar und dadurch geneigt, sich von den Schlacken zu trennen.

·ntien bei Kohlung. Ueber die Art und Weise der Kohlung in der Rast herrschen noch verschiedene Ansichten (Bd. I, p. 21.). Dem Einfluss des Kohlenwasserstoffgases, welches solche Eigenschaften besitzt, ist sie allein wohl nicht zuzuschreiben, da dieses Gas nur in geringen Mengen im Ofen vorhanden ist. *Laurent* nimmt an, und von *Despretz*[1]) ist dies durch Versuche bestätigt worden, dass der Kohlenstoff flüchtig ist und sein Dampf sich mit dem reducirten Eisen bei hoher Temperatur verbindet. Nach *Stammer*[2]) bildet sich bei Einwirkung von Kohlenoxydgas auf Eisenoxyd neben metallischem Eisen auch Eisencarburet, indem das metallische Eisen aus dem Kohlenoxydgas unter Bildung von Kohlensäure Kohle abscheidet. Je poröser das metallische Eisen ist, um so leichter wird dasselbe gekohlt. Nach *Stein*[3]) wirken bei der Kohlung des Eisens — und dies ist am wahrscheinlichsten — Kohlenwasserstoff, Kohlenoxydgas und Cyankalium gemeinschaftlich, ja es kann wohl sogar zugegeben werden, dass hier, so wie in allen Fällen, wo geschmolzenes Eisen mit Kohle in Berührung kommt, eine unmittelbare Kohlenstoffaufnahme stattfindet. Von der Bildung der Cyanverbindungen in Eisenhohöfen war Bd. I, p. 267, 268 die Rede. *Bunsen* und *Playfair* fanden das Cyankalium innerhalb eines Raumes zwischen Form und Kohlensack; nach *Redtenbacher* und *Löwe*[4]), sowie auch nach *Müller*[5]) ist dasselbe aber auch über dem Kohlensacke gefunden worden. Durch Abgabe von Kohlenstoff oder Zerlegung durch Kohlensäure

[1]) Polyt. Centr. 1849. p. 1343.
[2]) *Dingl.* CXX. 430.
[3]) *Dingl.* CXXI. 285.
[4]) Ann. d. Ch. u. Pharm. XLVII. 150.
[5]) Bgwfd. V. 285.

in Stickstoff, Kohlenoxydgas und kohlensaures Kali verschwindet das Cyankalium in der Reductionszone.

Schmelzz

4) Im Obergestell, in der Schmelzzone, wird die Kohlung des Eisens beendigt, die schlackigen Bestandtheile erweichen mehr und mehr, je weiter sie im Gestell sinken, bis endlich vor der Form, in der Verbrennungs- oder Oxydationszone, vollständige Schmelzung eintritt, wobei das Roheisen tropfenweise aus den Schlacken ausschmilzt. Letztere müssen in hinreichender Menge vorhanden sein, damit sie das Roheisen gegen die Einwirkung des Windes schützen und demselben schädliche Einmengungen noch entziehen können.

Schwefelsäure und Phosphorsäure reduciren sich schon bei niedriger Temperatur und gehen dann ins Roheisen. Bei sehr hoher Temperatur nehmen die Schlacken den Schwefel als Schwefelcalcium theilweise wieder auf, dagegen weit weniger den Phosphor. Manganoxyd, Kieselerde und Erdbasen bedürfen zu ihrer Reduction hoher Temperaturen und es ist die Verunreinigung des Roheisens mit den Radikalen dieser Stoffe hauptsächlich von der angewandten Schmelztemperatur abhängig. Ein bei niedriger Temperatur dargestelltes weisses Eisen wird nur wenig Mangan und noch weniger Silicium, Calcium etc., wohl aber Schwefel und Phosphor enthalten. Ein solches Eisen nimmt aber auch weniger Kohle auf, indem die Leichtflüssigkeit und die damit zusammenhängende Erniedrigung der Temperatur nur durch eine unvollständig erfolgende Reduction des Eisenoxydes herbeigeführt werden kann. Die Folge davon ist, das Eisenoxydul in die Schlacke geht, und diese auf das Roheisen entkohlend einwirkt. Das Spiegeleisen, ein mit Kohlenstoff vollständig gesättigtes Eisen, bildet sich bei etwas höherer Temperatur, wobei das Verhältniss des Mangans und Siliciums zunimmt, während der Schwefel- und Phosphorgehalt sich vermindert. Bei hoher Temperatur erzeugtes graues Roheisen enthält einen vermehrten Mangan- und Siliciumgehalt, einen verminderten Schwefelgehalt, dagegen einen nicht unbedeutenden Phosphorgehalt.

ieraturen
i der
ielzzone.

Ebelmen hat die im Gestelle der Eisenhohöfen herrschende Temperatur folgendermassen bestimmt:

In Holzkohlenöfen, 0,90 Meter über der Windseite, schmolz Gold (1102°) und Kupfer (1173°); ein schmiedeeisernes Gestänge wurde weissglühend. Vor der Form schmolz Eisen augenblicklich, Porzellan fast sogleich.

Bei Cokesöfen schmolz 0,67 Meter über der Form Kupfer und Gold leicht, Porzellan blieb ohne alle Veränderung; 0,29 Meter über der Form schmolz ein 9 Millimet. langer Eisendraht auf eine Länge von 0,20 Met. in $1^1/_2$ Minuten und nach $^3/_4$ Min. war er noch nicht geschmolzen. Vor der Form schmolz Eisendraht 0,30 Met. ab in weniger als $^1/_2$ Minute (Schmelzpunkt des Schmiedeeisens 1900—2100° C), auch Porzellan schmolz fast sogleich.

Beim Verbrennen der Kohle zu Kohlensäure in der Luft entsteht vor der Form nach *Ebelmen* eine Temperatur von 2200° C, nach *Scheerer* von 2650° C; beim Verbrennen zu Kohlenoxydgas nur eine solche von 1310° C. Indem nun die von der Form aufwärts durch glühende Kohlen streichende Kohlensäure an dieselben Sauerstoff abgibt, und sich Kohlenoxydgas erzeugt, wird Wärme gebunden, und es tritt oberhalb der Form eine Abkühlung ein. Wird zugleich der Aschengehalt des Brennmaterials, (5%), sowie die Temperatur der Gebläseluft in Rücksicht gezogen, so beträgt der Hitzgrad an der Grenze der Schmelzzone, während sich das Temperaturmaximum in der Verbrennungszone auf 2650° C beläuft, nach *Scheerer* [1]) nur noch 1670° C.

krung ver-
dener Er-
inungen.

Oxydirt sich Eisen vor der Form durch den Sauerstoff der Luft, so entwickelt 1 Litre Sauerstoff 6216 Wärmeeinheiten, oder, aus der specifischen Wärme der Verbrennungsproducte (des Stickgases und Eisenoxyds) berechnet, eine Temperatur von 2690° C. Die Folge davon ist, dass die aufsteigenden Gase eine hohe Temperatur annehmen, während im Heerde eine entsprechende Tem-

[1]) Temperaturmaximum im Hohofen. *Scheerer*, Met. II. 21. Bgwfd. VII. 417. B. u. h. Ztg. 1844. p. 481.

peraturerniedrigung eintritt. Darin findet die Erscheinung ihre Erklärung, dass wenn Eisen vor der Form oxydirt und dann verschlackt wird, die Gichtgase eine höhere Temperatur annehmen. Damit pflegt wegen Einwirkung des Eisensilicates aufs Roheisen die Entstehung von weissem Eisen in Verbindung zu stehen.

Wird Eisen durch Kohlensäure oxydirt, so sind zur Abgabe von 1 Litre Sauerstoff 2 Litres Kohlensäure erforderlich und es entstehen 6216 Wärmeeinheiten. Gleichzeitig werden nun auch 2 Litres Kohlenoxydgas gebildet, welche durch ihre Verbrennung 6260 Wärmeeinheiten entwickeln, die durch Zersetzung der Kohlensäure absorbirt und latent werden müssen. Da nun einerseits 6216 Wärmeeinheiten entwickelt und 6260 absorbirt werden, so findet im Allgemeinen durch Zersetzung der Kohlensäure vom Eisen keine Wärmeabsorption (Abkühlung) statt. Das Gemenge von Kohlenoxydgas und Stickstoff, welches durch diese Reaction erzeugt wird, behält fast dieselbe Temperatur, welche die gebildete Kohlensäure hatte. Dagegen wird bei Oxydation des Eisens durch Kohlensäure das Verhältniss des Kohlenoxydgases in den Gasen um so geringer, je grösser die Menge des oxydirten Eisens vor der Form ist. Es bildet sich aus der durch das Eisen zerlegten Kohlensäure nur ein ihr gleiches Volumen Kohlenoxydgas, während 1 Volum Kohlensäure bei der Zersetzung durch Kohle 2 Volum im Kohlenoxydgas liefert. Hiermit steht die Thatsache im Zusammenhang, dass bei Rohgang, wenn sich Eisen auf Kosten der Kohlensäure oxydirt, die Gichtgase zur Hervorbringung einer gewissen Temperatur, wofür sie bei regelmässigem Ofengange ausreichten, nicht mehr dienen können, weil es ihnen an brennbarem Kohlenoxydgas fehlt.

Bei einem geregelten Betriebe für weisses und graues Eisen mit ein und demselben Brennmaterial pflegen die Gichtgase in beiden Fällen keine grosse Verschiedenheit in der Temperatur zu zeigen. Da nun aber zur Erzeugung von grauem Eisen erfahrungsmässig mehr Brennmaterial verbraucht wird, als zur Herstellung von weissem, so müssten eigentlich bei ersterem mehr Gase mit höherer

Temperatur circuliren, als bei weissem Eisen. Dass dieses aber nicht der Fall ist, hat darin seinen Grund, dass mit der Bildung des weissen Roheisens meist ein Verbrennen von Eisen vor der Form und dadurch eine bedeutende Vermehrung der Temperatur der aufsteigenden Gase verbunden ist[1]) (pag. 118).

Von der Einwirkung der heissen Luft auf den Ofengang und auf das damit erblasene Roheisen war pag. 88 die Rede.

rdraum.

5) In dem Raume unter der Form, im Untergestell, Eisenkasten oder Heerd, sondern sich die geschmolzenen Massen nach ihren specifischen Gewichten ab, zu unterst Roheisen, darüber die Schlacke. Man muss eine Abkühlung derselben, z. B. durch zu häufiges Schöpfen vermeiden, weil sonst das graue Eisen leicht in weisses umgewandelt wird. Letzteres kann auch bei stechendem Winde durch theilweise Oxydation des Kohlenstoffs und Mangel an Schlakken entstehen.

:hen der peratur- ung und ıdrigung ohofen.

Da das Roheisen, dessen Schmelzpunkt ungefähr bei 1600° C liegt, in einem über 2000° C erhitzten Zustande in den Heerd gelangt, so bleibt dasselbe längere Zeit flüssig und man kann grössere Quantitäten davon im Heerde halten.

Wie aus Vorstehendem hervor geht, liegt im Eisenhohofen die Wärmequelle in der Verbrennungszone, aus welcher der Gasstrom die Wärme nach oben führt. Diesem erhitzten Gasstrom bewegt sich als wärmeabsorbirend die Brennmaterial- und Beschickungssäule entgegen und wirkt auf diese Weise abkühlend nach unten. Jede Temperaturveränderung in der Verbrennungszone pflanzt sich demnach aufwärts zur Gicht fort, und jede Temperaturveränderung in einer andern Zone sowohl auf- als niederwärts, in Folge dessen bald eine Temperaturerniedrigung, bald eine Temperaturerhöhung eintreten kann.

Nach *Scheerer*[2]) sind Ursachen einer Temperaturerhöhung:

---

[1]) Bgwfd. VIII. 456.

[2]) *Scheerer*, Met. II. 42.

a) von unten aufwärts wirkend: Brennmaterial von hohem pyrometrischen Wärmeeffect, grosse relative Menge Brennmaterial, stark gepresste und erhitzte Gebläseluft, Reinheit der Gebläseluft, enger und hoher Ofen.

b) von oben niederwärts wirkend: trocknes und geröstetes Erz, trockne Zuschläge und gebrannter Kalkstein, vollkommen verkohltes und trocknes Brennmaterial, richtiger Zerkleinerungsgrad der Beschickung und des Brennmaterials, so wie feste Beschaffenheit desselben, fehlerfreie Beschaffenheit der Ofenmauern, Nichtableitung von Hohofengasen.

Eine Temperaturerniedrigung erfolgt in den entgegengesetzten Fällen. Nach *Bunsen* (Bd. I, p. 151) kann ein Wärmeverlust von 75 % stattfinden.

Durch Veränderung der Temperatur in gleichnamigen Ofenzonen tritt eine variable räumliche Ausdehnung derselben ein und beide zusammen üben einen wesentlichen Einfluss auf die Grösse der Roheisenproduction und die Beschaffenheit des Roheisens aus, wie in *Scheerer's* Metallurgie II, 37—50 nachgewiesen wird.

Gurlt's Th[illegible] des Hoh[illegible] prozess[illegible]

Bei Zugrundelegung der von *Gurlt* (p. 8) entwickelten Ansichten über die Umwandlungsweise des weissen Roheisens in graues gestaltet sich die Theorie des Eisenhohofenprozesses kurz wie folgt. Die Beschickung passirt die Vorwärmzone, tritt dann bei einer Temperatur von etwa 400° C in die Reductionszone ein, wo die sauerstoffhaltigen Verbindungen des Eisens, Mangans, Schwefels und Phosphors allmählig reducirt werden und sich die electronegativen Körper im Augenblicke ihres Entstehens mit den electropositiven zu Schwefel- und Phosphormetallen verbinden. Sodann tritt die Masse an der Grenze von Kohlensack und Rast in Gestalt von regulinischem Eisen, Phosphor- und Schwefelmetallen nebst schlackengebenden Bestandtheilen in die Kohlungszone ein. Bei der hohen Temperatur und der innigen Berührung mit Kohle und kohlenden Gasen wird das regulinische Eisen, welches nicht an andere electronegative Bestandtheile gebunden ist, in um so höherem Grade gekohlt, je tiefer die Masse sinkt. Da sich bei den meisten Hohöfen das Ge-

stell nach unten zu bedeutend verrengt, so dauert bei gaarem Ofengange der Aufenthalt der Beschickung in der Kohlungszone verhältnissmässig lange Zeit, so dass die Bildung von Kohleneisen in maximo, Fe^4C, möglich wird. Das wenigstens zum grössten Theile mit Kohlenstoff gesättigte Eisen tritt nun in die Schmelzzone ein, kommt mit den schlackengebenden Bestandtheilen in Fluss und gelangt mit der Schlacke durch den heissesten Theil des Ofens, die Verbrennungszone, in den Heerd. War die in der Schmelz- und Verbrennungszone herrschende Temperatur nicht viel höher, als der Schmelzpunkt des Spiegeleisens, so bleibt dieses unverändert und wird nach dem Abstich als weisses Eisen mit gar keinem oder nur wenig Graphit erhalten, welcher in letzterem Falle durch Silicium ausgeschieden ist. Die Reduction des Siliciums scheint erst beim Schmelzpunkte des Spiegeleisens einzutreten.

Ist dagegen die Temperatur in der Verbrennungszone viel höher, als der Schmelzpunkt des Spiegeleisens, so wird dieses beim Durchgang durch erstere unter Bildung von Fe^8C und Abscheidung von Graphit zerlegt, und man erhält beim Abstechen graues Roheisen. Bei unvollständiger Zersetzung des Fe^4C entsteht halbirtes oder weisses Eisen, welches letztere sich von ersterem wesentlich durch den nicht sichtbaren Graphitgehalt unterscheidet.

§. 28. Arbeiten beim Eisenhohofenbetriebe. Beim Betriebe der Eisenhohöfen kommen nachstehende hauptsächlichsten Manipulationen vor:

Abwärmen.

1) Das Abwärmen des Ofens. Diese Operation ist zur Erlangung eines guten Betriebes wesentlich, indem bei nicht gehöriger Entfernung der Feuchtigkeit, also bei zu rasch in Betrieb gesetztem Ofen, leicht Sprünge entstehen, durch welche Wärme entweicht oder sonstige Unregelmässigkeiten im Ofengang herbeigeführt werden. Namentlich hängt auch die Dauer der Campagne hiervon ab. Es sind folgende Methoden des Abwärmens im Gebrauche:

a) das Abwärmen von unten, und zwar bringt man:

α) auf dem Boden oder in der Vorwand des Hohofens

einen kleinen Ofen an und lässt die durch denselben erwärmte Luft und den Rauch das Mauerwerk durchziehen; oder man hat auf dem Fundament einen gemeinschaftlichen Heerd, der die Producte der Verbrennung durch Essen nach allen Richtungen hinführt. Die Gichtöffnung pflegt dabei mit einer Platte bedeckt zu sein, welche durch verschliessbare Löcher an der Peripherie Abzug für die Feuchtigkeit gestattet. Dieses Feuern kann einige Wochen dauern, worauf man den Heerd von etwa abgesprungenen Sandsteinschaalen reinigt; oder man bringt

β) zuerst im Vorheerd ein schwaches Feuer an, welches allmählig verstärkt, aber ununterbrochen und gleichmässig erhalten wird. Zum Schutze der Seitenwände überzieht man dieselben wohl mit einem leichtflüssigen Gemenge von feingepulvertem Kalk, Eisenhohofen- und Frischschlacke, oder bekleidet sie mit auf die hohe Kante gestellten Barnsteinen.

Sind Gestell und Schacht auf diese Weise völlig abgetrocknet, so füllt man den Ofen nach und nach ganz mit Kohlen und zündet sie von unten an, indem man alle zugbewirkenden Oeffnungen möglichst verschliesst. Da die Luft nicht ganz abgesperrt werden kann, so kommt der Ofenschacht allmählig in Hitze und man gibt von Zeit zu Zeit neue Kohlengichten nach, indem der Heerd zuweilen gereinigt wird. Nach etwa 24 Stunden macht man in der geschlossenen Form ein kleines Loch, um die Temperatur allmählig zu steigern. Von 12 zu 12 Stunden wiederholt man das Reinigen des Vorheerdes und das Oeffnen des Gichtdeckels, um die Feuchtigkeit hindurchzulassen, bis man nach Verlauf des ersten Tages Erz aufgeben kann. Cokeshohöfen erfordern gewöhnlich noch grössere Vorsicht, längeres Abwärmen und ein öfteres Ausräumen der Asche, als Holzkohlenöfen. Unter Umständen kann dieses Abwärmen bei einem neuen Ofen 4—5 Wochen und länger dauern. Man sieht dasselbe als beendigt an, wenn das Austreten von Wasserdämpfen aus der Gicht und den Canälen des Mauerwerks nachgelassen hat.

Als weniger beschwerlich, minder nachtheilig und

kostspielig empfiehlt *Leblanc* [1]) das Abwärmen mittelst eines Flammofens, indem man den Schachtofen als Esse betrachtet. Während z. B. ein grosser Cokesofen beim gewöhnlichen Abwärmen wenigstens 63000—75500 Pfund Cokes erfordert, so würde er bei Anwendung eines Flammofens etwa nur 84000 Pfund Steinkohlen bedürfen.

b) Das Abwärmen von oben. Dasselbe erfordert längere Zeit und hat den Nachtheil, dass sich die ganze Feuchtigkeit von oben nach unten zieht.

Anblasen.

2) Das Anblasen oder Anlassen des Ofens. Man bezeichnet hiermit diejenige Periode, während welcher der abgewärmte Ofen bei allmählig gesteigertem Erzsatze dahin gebracht wird, dass die Kohlengichten den höchsten Erzsatz tragen und das Windmaximum erhalten. Die Dauer des Anblasens hängt von mancherlei Umständen ab, z. B. von der Grösse der Apparate, der Strengflüssigkeit des Erzes, Beschaffenheit des Brennmaterials etc.

Wenn das Brennmaterial einige Fuss unter die Gichtoberfläche gesunken ist, so beginnt man mit dem Aufgeben geringer Quantitäten leichtflüssiger Schlacken oder Beschickung, indem man auf eine egal gezogene Brennmaterialgicht etwa $1/6$ derselben Beschickung gibt und diese allmählig, gewöhnlich von 12 zu 12 Stunden, verstärkt. Während dieser Zeit wirkt das Gebläse noch nicht, sondern die nöthige Luft tritt von unten ein. Die auf diese Weise ohne Gebläse niedergehenden Erzgichten nennt man stille Gichten, so wie die Kohlengichten ohne Ersatz leere Gichten.

Sobald die Erzgichten, gewöhlich nach mehreren Tagen, in den Heerd gelangen, reinigt man die Sohle und die Seiten desselben öfter, wirft zum Schutz gegen die erste Einwirkung der geschmolzenen Massen Lösche hinein und bringt Formen und Wallstein an ihre Stelle. Hierauf lässt man den Wind mit halber Pressung und in halber Menge zuströmen und reinigt alle 2—3 Stunden Formen und Vorheerd von den anhaftenden teigigen Massen. Werden diese flüssiger, so zieht man die Kohlen

[1]) *Leblanc*, Eisenhüttenkunde I, 102.

aus dem Heerde und lässt die Schlacke auf den Sohlstein gelangen. Nach 12—16 Stunden kann man zum ersten Abstich des in der Regel kohlenstoffarmen weissen Roheisens schreiten und von jetzt an verstärkt man den Erzsatz, so wie Volumen und Pressung des Windes allmählig, sticht alle 8—12 Stunden ab, reinigt den Heerd gehörig und fährt so mehrere Wochen fort, bis der Ofen unter fleissigem Arbeiten im Heerde einen regelmässigen Gang erreicht hat, d. h. der Erzsatz so weit erhöht worden ist, als ihn die Kohlen zu tragen vermögen.

Man muss während des Anblasens auf alle Erscheinungen, die demnächst den Ofengang stören können, aufmerksam sein und im Allgemeinen besser die Grösse der Gichten nach der Temperatur regeln, als die Temperatur durch eine vermehrte Windmenge zu rasch erhöhen.

Aufgeben der Gichten.

3) Aufgeben der Gichten [1]). Man versteht unter Gichten die relativen Mengen der auf einmal in verschiedenen Lagen in den Ofen gegebenen Brennmaterial- und Beschickungsquantitäten. Die Erzgicht nennt man auch wohl Satz. Gewöhnlich nimmt man die Brennmaterialgicht, deren Grösse sich nach der Capacität des Ofenschachtes und der Beschaffenheit der Erze richtet, als constant an, während man mit der Erzgicht, je nach ihrem Eisengehalt, nach der Tragfähigkeit der Kohlen, nach dem dermaligen Ofengang etc. wechselt. Nur wenn das Aufgeben an Brennmaterial und Erz dem Gewichte nach geschieht, ist man im Stande, ein feststehendes Verhältniss zwischen beiden zu erhalten. Nur da, wo Kohlen und Cokes von ziemlich gleich bleibender Beschaffenheit zu Gebote stehen, kann man dieselben wohl dem Volum nach aufgeben, indem die atmosphärischen Einflüsse weniger das Volumen, als das Gewicht verändern.

Brennmaterialgichten.

Die Brennmaterialgichten müssen um so stärker sein, je strengflüssiger die Erze und je weiter die Oefen im Kohlensack sind, damit eine zweckmässige Hitzentwicklung stattfinden und das Erz nicht zwischen den Koh-

[1]) Bgwfd. XVII, 89. — B. u. h. Ztg. 1853, p. 419,

len hindurchfallen kann [1]). Zu grobe und zu kleine Kohlen sind zu vermeiden, desgleichen Gemenge von harten und weichen, theils wegen ihres verschiedenen Naturaffectes, theils wegen der verschieden schnellen Verbrennung. Nasse Kohlen vermehren den Wärmeverlust. Bei Cokeshohöfen nimmt man die Gichten wegen der Schwerentzündlichkeit der Cokes kleiner, als bei Holzkohlenöfen. Die kleinste Menge Cokes pro Satz wird nach *Mayrhofer* [2]) ausgedrückt durch die Formel = 0,196 n^2 und die grösste Menge weicher Holzkohlen durch 0,328 n^2, wo n den Kohlensackdurchmesser in Fuss bedeutet.

gichten. Die Erzgichten variiren in ihrer Grösse nach dem veränderlichen Feuchtigkeitszustand des Brennmaterials und Erzes, nach dem Effect des Gebläses, nach dem Ofengange etc. Bei niedrigen Oefen sind diese Umstände von grösserem Einfluss, als bei höheren Oefen. Bei feuchten, strengflüssigen, schlecht oder zu stark gerösteten, lettigen Erzen, desgleichen bei Erzeugung von grauem Eisen müssen die Erzgichten kleiner sein, als im entgegengesetzten Falle.

Nach *Leblanc* beträgt bei Holzkohlenöfen die Grösse einer Brennmaterialgicht:

10—15 Cubicfuss bei 25 Fuss Höhe,
20—40 „ „ 30 „ „
50—70 „ „ 40 „ „

bei Cokesöfen etwa

20 Cubicfuss bei 40 Fuss Höhe.
25 „ „ 45 „ „
35 „ „ 50 „ „

Karsten gibt kleinere Zahlen an. Nach *Mayrhofer* [3]) muss die Höhe der Kohlengichten, im Kohlensack ausgebreitet, bei Holzkohlen $3^1/_2$—5 Zoll, bei Cokesöfen höchstens 4 Zoll betragen.

hren beim fgeben. In England gibt man fast überall nach dem Maasse auf, indem die Grösse des Maasses nach einem bestimm

---

[1]) B. u. h. Ztg. 1842, p. 556.
[2]) Bgwfd. IX, 89.
[3]) B. u. h. Ztg. II, 688.

ewichte angenommen ist. Doch hat man auch auf den
seren Werken Brückenwagen in den Schienen nahe
Gicht, die eine Fortsetzung des Schienenweges sind;
kleineren Werken sind gewöhnliche Wagen vorhanden.
Das Aufgeben muss regelmässig geschehen, damit
Ofenbetrieb möglichst gleichförmig bleibt. Nament-
darf man die Gichten nicht zu weit nieder gehen
n, weil sonst beim Aufgeben neuer der Ofen zu stark
kühlt wird, die Erze sich nicht gehörig vorbereiten
en und beim Falle von einer zu bedeutenden Höhe
ark zusammengedrückt werden, dass die Gase beim
teigen im Ofen Widerstand finden. Auf einigen Hüt-
bestimmt man die Tiefe, bis zu welcher die Gichten
stens niedergehen dürfen, durch eine in einem rech-
Winkel gebogene Eisenstange (Gichtmaass); auch
hen Gichtwecker (Bd. I. p. 165) auf die richtige
zum Chargiren aufmerksam.

Bei Holzkohlenöfen muss das Brennmaterial zuerst
gegeben werden, weil sich die Kohlen an der Luft
ünden und bei dem schnellen Gichtengang die Erze
orbereitet in den Kohlensack kommen würden. Bei
eshohöfen ist die Ordnung, in welcher man aufgibt,
weniger Einfluss, indem die Gichten weniger rasch
ergehen und das Brennmaterial schwer entzündlich ist.
Waren die Erze gattirt und beschickt, so sticht man
Möller in senkrechter Richtung den Satz ab; zuwei-
gibt man Erz und Zuschlag für sich auf. Brenn-
rial und Beschickung werden entweder seitwärts in
Ofen eingestürzt oder man fährt dieselben in eiser-
Wagen, Gichtwagen [1]), auf Schienen über die Gicht-
ng und entleert alsdann die Wagen. Erz- und Koh-
ichten werden nach dem Aufgeben eben gezogen;
ner bringt man die Beschickung in die Mitte des
traumes auf einen Haufen. Damit beim Aufgeben
lichst wenig Gichtgase entweichen, kann man sich
in Bd. I. p. 123 beschriebenen Gichtverschlusses be-
en.

B. u. h. Ztg. 1853, p. 651. — *Karst.* Arch. 2. R. XXV, 565.

chten-wechsel.

Die Anzahl der in einer gewissen Zeit, gewöhnlich in 24 Stunden, durchgesetzten Gichten (der Gichtenwechsel) hängt hauptsächlich von dem zugeführten Windquantum und seiner Temperatur ab, es sind jedoch auch der Eisengehalt, die Schmelzbarkeit und Reducirbarkeit des Erzes, so wie die Beschaffenheit des Brennmaterials von Einfluss. Bei einem langsamen Gichtenwechsel ist der Nutzeffect des Brennmaterials grösser als bei raschem Wechsel.

Nach *Lindauer*[1]) betragen erfahrungsmässig die Gichtenzeiten beim Betriebe auf graues Roheisen für Holzkohlen etwa 16 Stunden, für Cokes 40 Stunden, und etwa $^3/_4$ dieser Zeit begünstigen die Erzeugung von weissem Eisen. Für Steinkohlen dürfte die Gichtenzeit auf 48 Stunden zu setzen sein.

eiten im eerde.

4) Arbeiten im Heerde. Als solche sind hauptsächlich zu bezeichnen

erfen der chlacke.

a) das Abwerfen der Schlacke. Dieses muss geschehen, sobald sich der Heerd mit Schlacke gefüllt hat. Lässt man dieselbe zu hoch steigen, so muss nachher um so mehr davon ausgezogen werden, in Folge dessen ein grosser leerer Raum im Heerd entsteht, in welchen eine noch unvorbereitete Erzschicht sinken kann. Die abgeworfenen Schlacken werden entweder nach der Abkühlung zur Abscheidung des darin mechanisch eingeschlossenen Eisens (Wascheisen) gepocht, oder in noch glühendem Zustande oder nach dem Ablöschen mit Wasser aus der Hütte transportirt. Auch fährt man wohl auf englischen Hütten einen blechernen Kasten vor den Wallstein, lässt diesen mit der flüssigen Schlacke sich füllen, zieht den Wagen vor, hebt mittelst eines Krahnes den Kastenrand ab und fährt den Wagen auf einer Schienenbahn auf die Schlackenhalde. Diese Wagen sind theilweise von Schmiedeeisen, theils von Gusseisen und zwar zuweilen so gegossen, dass das eigentliche Gestell ziemlich stark, aber hohl ist, um mit der nothwendigen Festigkeit eine grössere Leichtigkeit zu verbinden. Haben sich auf älteren

[1]) B. u. h. Ztg. 1855, p. 243, 261.

Hütten bei mangelndem Haldensturz die Schlacken zu mächtigen Höhenzügen angesammelt, z. B. zu Merthyr Tydwill, so muss der Transport auf diese Höhen durch stationäre Dampfmaschinen vermittelt werden, welche auf geneigten Ebenen die Schlackenstücke hinaufführen, während oben wieder Schienenbahnen laufen, auf welchen Pferde die Schlackenwagen zu den äussersten Punkten der Halde forttransportiren.

Auch lässt man die Schlacken wohl neben dem Hohofen in grosse muldenförmige Vertiefungen fliessen, in denen sich ein starker schmiedeeiserner Dorn befindet, der oben mit einem Ringe versehen ist. Nach dem theilweisen Erkalten der Schlacke wird das ganze Stück mittelst jenes Ringes an die Kette eines Krahnes gehängt, so auf eiserne Wagen gehoben und zur Halde gefahren [1]) (Concordienhütte bei Coblenz).

Ausräume Heerde

b) Das Ausräumen des Heerdes (Rengeln) geschieht zur Entfernung erstarrter Schlackenmassen aus dem Gestell mittelst gerader oder gekrümmter Brechstangen (Rengel). Ansätze vor der Form werden mittelst des durch dieselbe eingebrachten Formstörers beseitigt. Als ein vortheilhaftes mechanisches Hülfsmittel bei der Arbeit im Gestelle wendet man auf englischen Hütten kleine, leicht aus Schmiedeeisen construirte Krahne an, welche sich fast in jedem Arbeitsgewölbe befinden. Ein 2 Quadratzoll starker Stab bewegt sich in zwei, in die Seitenmauern des Gewölbes eingelassenen Pfannen und trägt den ebenfalls geschmiedeten Krahnarm mit seiner Steife, und an diesem eine kurze Kette, in welche das Gezäh eingehängt wird, so dass der Schmelzer dasselbe nicht mehr zu tragen, sondern nur zu bewegen hat.

Ausschöp des Rohei

c) Das Ausschöpfen des Roheisens mit lehmüberzogenen Kellen, wenn solches behuf der Förmerei gebraucht werden soll. Durch häufiges Schöpfen wird der Heerd abgekühlt und darin enthaltenes graues Eisen leicht weiss.

Abstechen Roheise

d) Das Abstechen des Roheisens. Sollen grös-

[1]) *Karsten's* Arch. 2. R. XXV, 609.

sere Gegenstände abgegossen werden oder will man das Roheisen behuf des Frischens oder des Kupoloofenbetriebes in neben dem Heerde befindliche Sand- oder Eisenformen ablassen, um Gänze, Würfeleisen oder Plattln darzustellen, so wird der mittelst Gestübbe oder Thon verschlossene Stich (p. 58) mit einem Stecheisen geöffnet und das flüssige Eisen in einer aus Sand hergestellten Rinne an die entsprechende Stelle geleitet. Um den Eisenstrom zu reguliren und die Schlacke (Gossenschlacke) von der Giessform fern zu halten, wird nicht ganz bis auf die Sohle der Rinne ein Eisen (Wischeisen) gesetzt. Während sich vor demselben die Schlacke aufstaut, fliesst das Roheisen unter dem Wischeisen durch. Nach jedem Abstechen wird der Heerd gehörig gereinigt.

Auswechseln des Wallsteins etc.

e) Auswechseln des Wallsteins, des Tümpels und der Formen. Diese zuweilen vorkommenden Operationen werden in der Regel sogleich nach dem Abstich ausgeführt und zwar gewöhnlich in derselben Weise, wie früher (p. 57) bei der Ofenconstruction angeführt ist.

Windveränderung.

f) Die Veränderung der Windstellung kommt bei eintretenden Veränderungen im Ofengange vor.

Dämpfen.

5) Das Dämpfen des Ofens. Muss der Ofenbetrieb, z. B. wegen zufälligen Mangels an Brennmaterial, wegen Reparatur des Gebläses etc., einige Zeit unterbrochen werden, so lässt man die Erzgichten niedergehen, füllt nur Brennmaterial nach, stellt das Gebläse ab, nimmt den Wallstein weg und verschliesst den Ofen dicht. Von Zeit zu Zeit reinigt man den Heerd von Asche und gibt, wenn der Ofen wieder in Betrieb gesetzt werden soll, Erzsätze in rasch steigendem Verhältnisse auf.

Ausblasen.

6) Das Ausblasen des Ofens. Wird durch die Veränderung der Ofendimensionen der Schmelzgang unregelmässig, entstehen Nachtheile in Bezug auf den Brennmaterialverbrauch und die Qualität des Eisens, so schreitet man zum Ausblasen des Ofens. Die Erzgichten werden allmählig vermindert und zuletzt nur noch Brennmaterial und leichtflüssige Substanzen, z. B. Hohofen- oder Eisenfrischschlacken, aufgegeben. Nach dem Niederschmelzen der Beschickung versetzt man das Gebläse

in Ruhe, sticht das vorhandene Roheisen ab, nimmt den Wallstein weg, räumt die flüssigen Massen und die glühenden Kohlen aus und lässt den Ofen erkalten. Dann schreitet man zum Ausbrechen derjenigen Ofentheile, welche einer Reparatur bedürfen.

Bei dieser Art des Ausblasens leiden die oberen Schachttheile von der Hitze sehr, indem diese mit abnehmender Schmelzsäule zunimmt. *Tunner*[1]) hat zur Vermeidung dieses Uebelstandes die Procedur dahin abgeändert, dass der Ofen so lange voll Kohlen gehalten wird, bis das letzte Eisen ausgeronnen ist. Dann werden alle zum Ofenschacht führenden Oeffnungen geschlossen, und nachdem gehörige Abkühlung eingetreten, räumt man die Kohlen unter stetem Wassergiessen durch die vorher eingeschlagene Brust aus.

Dauer d Schmelzc pagnen

Die Schmelzcampagnen dauern je nach dem Verlauf des Betriebes verschieden lange, am Harze gewöhnlich mehrere Jahre. Ein Ofen zu Rothehütte im Harze (Taf. IV. Fig. 76) machte eine 8jährige Campagne[2]). Cokesöfen gehen gewöhnlich 18 Monate bis $2\frac{1}{2}$ Jahre, man hat jedoch in England Beispiele von 10—15, ja selbst von 20jährigen Campagnen[3]).

Allgemein

§. 29. Leitung des Hohofenbetriebes. Die Leitung des Hohofenbetriebes[4]) ist wegen der mannichfach darauf influirenden Umstände oft mit grossen Schwierigkeiten verbunden. Es gibt zwei Extreme des Hohofenganges, Gaar- und Rohgang, zwischen beiden liegt der halbirte Gang.

Gaar, regelmässig, nennt man den Ofengang, wenn bei einem vollständigen Ausbringen dasjenige Roheisen erfolgt, welches man erzeugen will; im entgegen-

---

1) Bgwfd. VIII, 14.

2) *Weniger*, der practische Schmelzmeister, 1851. Taf. LVII.

3) Beispiele von langen Ofencampagnen: *Karsten's* Arch. 2. R. XXI, 504. — Bgwfd. IX, 91; XI, 232. — B. u. h. Ztg. VI, 129, 307; VIII, 453. — Oesterr. Zeitschr. 1853, p. 249, 283, 367. — *Kraus*, Jahrb. 1855.

4) *Valerius*, Roheisenfabrikation. Freiberg 1851. p. 359. — *Mayrhofer*, practische Regeln für Schmelzmeister bei Hohöfen: *Kraus*, Jahrb. 1852. p. 1. — B. u. h. Ztg. 1843, p. 688; 1845, p. 689.

gesetzten Falle nennt man den Ofengang roh, scharf, übersetzt. Bei zu hoher Temperatur wird derselbe hitzig, übergaar, und bei hoher Temperatur und gleichzeitigem Mangel an Schlacken trocken.

§. 30. Kennzeichen zur Beurtheilung des Ofenganges. Zur Beurtheilung des Hohofenganges dienen nachstehende Kennzeichen:

Beschaffenheit des Roheisens.

1) Die Beschaffenheit des Roheisens, und zwar hinsichtlich seiner Farbe, seines Flüssigkeitszustandes, seines Verhaltens nach dem Erkalten etc. *Gurlt* hat unter Zugrundelegung seiner Annahmen über die chemische Constitution des Roheisens (p. 8) für eine Reihe der zuverlässigsten Roheisenanalysen chemische Formeln aufgestellt, wobei die einzelnen Verbindungen auf $Fe^8 C$, $(Fe, Mn)^4 C$, $(Fe, Mn)^4 P$, $(Fe, Mn)^8 S$, $(Fe, Mn)^8 Si$, $(Fe, Mn)^4 Si$ berechnet worden sind. Die nach den Formeln erfolgenden procentischen Zahlen stimmen mit den durch die Analyse gefundenen nahe überein. *Gurlt* fand für Spiegeleisen (Bd. I. p. 253) Nr. 3 von Hammhütte $= (Fe, Mn)^4 C + Mn^4 Si + Mn^4 P + Mn^8 S$, für Nr. 4 von Lohhütte $= Fe^4 C + Fe^4 Si$, für Nr. 8 von Saynerhütte $= Fe^4 C + Fe^8 S$; für weisses Eisen mit niedrigem Kohlenstoffgehalt (Bd. I. p. 253) Nr. 2 von Mägdesprung $= Fe^4 C + 6 Fe^8 C + Fe^8 Si + Mn^4 P$, für Nr. 10 von Calderhütte $= Fe^4 C + Fe^8 C + Fe^8 Si + Fe^8 S + Fe^4 P$; für graues Roheisen mit hohem Kohlenstoffgehalt (Bd. I. p. 254) Nr. 3 von Königshütte am Harze $= Fe^8 C + Fe^8 Si + Fe^4 P$, für Nr. 4 ebendaher $= Fe^4 C + Fe^8 C + Fe^8 Si + Fe^4 P$, für Nr. 5 von Hammhütte $= (Fe, Mn)^8 C + Fe^8 Si + Fe^4 P$; für graues Eisen mit niederem Kohlenstoffgehalte (Bd. I. p- 255) Nr. 6 von Firmy $= 2 Fe^4 C + Fe^8 C + Fe^8 Si + Fe^8 S + Fe^4 P$; für Nr. 22 aus Staffordshire $= Fe^4 C + 4 Fe^8 C + Fe^8 Si + Fe^4 P$ und für Nr. 23 aus Lancashire $= Fe^8 C + Fe^8 Si + Fe^8 S$.

In sofern es die Beschaffenheit der Erze, Zuschläge und Brennmaterialien gestattet, hat man es in der Gewalt, durch besondere Gewinnungsmethoden die zu bestimmten Zwecken tauglichen Roheisensorten darzustellen. Die-

selben pflegen sich unter den nachstehenden Umständen zu bilden:

Graues Roheisen.

a) Graues Roheisen (Bd. I. p. 254) erzeugt sich besonders in hohen Schächten mit flacher Rast, engem und hohem Gestell, bei gehörig vorbereiteten Erzen, dichtem trocknem Brennmaterial, geringem Erzsatz, strengflüssiger Beschickung, Anwendung von erhitzter Gebläseluft und unter sonstigen Umständen, welche dem Entstehen einer hohen Temperatur nicht zuwider sind. Diese, so wie ein grosses Volumen der Schmelzzone, hervorgebracht durch ein reichliches Verhältniss des Brennmaterials zum Erze und durch eine wenigstens nicht zu geringe Windcapacität (Menge und Pressung der Luft), sind die Hauptbedingungen zur Erzeugung eines grauen Eisens, wenn gleichzeitig die bessern dichten Arten der Holzkohle, der reinen, schwefel- und aschenarmen Cokes oder nicht backender Steinkohlen angewandt werden.

Mit der Höhe der Temperatur, bei welcher das graue Eisen erblasen wird, steigt seine Verunreinigung mit gewissen fremdartigen Substanzen (Silicium, Aluminium, Calcium, Magnesium), und diese erreicht den höchsten Grad bei Anwendung von dichten Cokes oder erhitzter Gebläseluft.

Verschiedene Arten des Ofenganges.

Bei der Erzeugung des grauen Roheisens können nach *Scheerer* [1]) folgende Verschiedenheiten im Ofengange vorkommen:

α) Kaltgaarer Ofengang bei reichlichem Brennmaterial und einer geringeren Menge kalter Gebläseluft von nicht hoher Pressung. Eisen von solchem Gange ist weder sehr graphithaltig, noch siliciumreich, besitzt eine ausgezeichnete zähfeste Beschaffenheit und liefert, aus phosphor- und schwefelfreien Eisensteinen erblasen, beim Frischen mit geringem Abgange ein vortreffliches Stabeisen. Solches Eisen wird nach altem Herkommen zuweilen noch in holzreichen Gegenden erzeugt, wenn es weniger auf die Grösse der Production als auf die Qualität des Productes ankommt. Bei lichtgrauer Farbe und

[1]) *Scheerer*, Met. II, 59.

nicht zu mattem Glanze lässt sich auf eine fehlerfreie Beschaffenheit des Eisens schliessen, namentlich wenn dasselbe mit Holzkohlen dargestellt ist.

β) Heissgaarer Gang, wenn man bei grösserer Menge erhitzter Gebläseluft von hoher Pressung so viel als möglich auf Brennmaterialersparung hinarbeitet. Das dabei fallende Roheisen hat bei einem variabeln Graphitgehalt einen hohen Siliciumgehalt, je nachdem Zuschläge, Erze und Brennmaterial von mehr oder weniger reiner Beschaffenheit waren. Bei schwarzgrauer Farbe hat dieses Eisen einen bedeutenden Graphitgehalt (bis 4 %) und pflegt aus reinen Erzen erblasen zu sein, welche keinen grossen Phosphorgehalt und besonders keinen erheblichen Schwefelgehalt besitzen. Wohl jedes graphitreiche Roheisen enthält 1—2 % Silicium; steigt der Gehalt an letzterem, so nimmt der Kohlenstoffgehalt ab. Solches graphitreiches Roheisen eignet sich zur Giesserei mittelst Umschmelzens im Cupoloofen, wobei stets ein Theil Kohle entfernt wird. Bei lichtgrauer Farbe pflegt das Roheisen entweder durch Phosphor oder Schwefel oder durch beide zugleich verunreinigt zu sein; auch kann es viel Silicium enthalten.

γ) Normaler Ofengang, zwischen den beiden vorigen liegend und eine mittlere Windcapacität und ein mittleres Brennmaterialquantum bedingend. Das dabei fallende Eisen enthält bei nicht zu lichtgrauer Farbe 2—3 % Graphit und zusammen 3,5—4,5 % Kohlenstoff. Dasselbe ist zum Giessereibetriebe sehr geeignet und die reineren Sorten sind auch für die Stabeisenfabrikation ein sehr brauchbares Material, z. B. das aus reinen strengflüssigen Magneteisensteinen erblasene schwedische Roheisen. Nimmt das Eisen vom gaaren Gange eine lichtgraue Farbe an, so kann dasselbe durch Schwefel oder Phosphor oder durch beide verunreinigt sein. Auf den englischen Hütten erzeugt man Roheisen zum Giessereibetriebe und zum Puddeln. Ersteres entsteht bei einem gaaren Gange des Ofens, letzteres bei einem übersetzten, der aber nicht so weit gehen darf, dass ein schlechtes Product entsteht. Man unterscheidet Giesserei- und Frisch-

roheisen Nr. 1, 2 und 3 mit abnehmender Güte, welche Abnahme sich besonders durch Zunahme der weissen Färbung im Bruche zeigt.

δ) Uebergaarer Gang, wenn man sich einer bedeutenden Menge stark gepressten und erhitzten Windes, so wie eines überreichlichen Brennmaterialquantums bedient. Ein solcher Ofengang, in Folge dessen sich unter unnöthigem Brennmaterialaufwand ein sehr graphitreiches, dickflüssiges Roheisen bildet, wird zuweilen bei unreiner Beschickung absichtlich erzeugt, lässt sich aber leicht in den normalen Gang überführen.

Weisses Roheisen.

b) Weisses Roheisen (Bd. I. p. 253). Dasselbe erzeugt sich im Allgemeinem bei einer nicht zu hohen Temperatur der Schmelzzone und bei Anwendung leichtflüssiger Eisensteine. Als Brennmaterial wendet man rohes oder gedarrtes Holz, Holzkohlen, Cokes oder Steinkohlen an. Da letztere beiden eine höhere Temperatur hervorbringen als erstere, so pflegt bei gleicher Beschickung weisses Cokesroheisen unreiner zu sein, als weisses Holz- und Holzkohleneisen. Dagegen kann ein aus unreiner Beschickung mit Holzkohlen erblasenes Eisen schlechter sein, als ein aus reinerer Beschickung mit Cokes dargestelltes. Es lassen sich folgende weisse Roheisensorten unterscheiden:

Spiegeleisen.

α) Spiegeleisen, Spiegelfloss, Hartfloss, Spangeleisen, Rohstahleisen, Rohstahlfloss, weissgaares oder dünngrelles Eisen (Bd. I. p. 253), ein von Silicium, Schwefel und Phosphor freies, mit Kohlenstoff gesättigtes Eisen, Fe^4C mit 5,1 % C, welches sich aus leichtflüssigen, schwefel- und phosphorfreien Erzen (Spatheisensteinen) und reinen Zuschlägen bei Anwendung von Holzkohlen und bei einem grossen Volumen der Kohlungs- und einem kleinen Volumen der Schmelzzone erzeugt. Bei einem Phosphor- und Schwefelgehalt des Roheisens würde eine Sättigung mit Kohlenstoff nicht eintreten, indem diese Stoffe theils auf eine geringere Kohlenstoffaufnahme hinwirken, theils eine Graphitausscheidung veranlassen. Eisensteine der genannten Art sind wegen ihrer Porosität zur Kohlung sehr geeignet und geben wegen

ihres Mangangehaltes eine leichtflüssige Schlacke, in Folge dessen eine hohe Temperatur in der Schmelzzone und dadurch eine Aufnahme von Silicium vermieden wird. Die Asche der Holzkohle gibt zur Bildung von Cyankalium in reichlicher Menge und dadurch zur Kohlung des Eisens Veranlassung. Durch passende, Strengflüssigkeit herbeiführende Zuschläge kann man auch aus Spatheisensteinen graues Roheisen erzeugen.

ige Flossen.

ige Flossen.

Als Abarten des Spiegeleisens sind der blumige Floss, weisses Eisen von strahlig blumiger, nicht mehr geradflächig spiegelnder Textur, und der luckige Floss (Weichfloss, dickgrelles Roheisen) mit mehr oder weniger grossen Blasenräumen (klein- und grossluckiger Floss) zu bezeichnen. Diese Eisenarten entstehen, wenn die Bedingungen zur möglichst hohen Kohlung des Eisens vor der Schmelzung nicht hinreichend erfüllt werden, z. B. wenn es an Brennmaterial fehlt, bei sinkender Temperatur etc. Der Kohlenstoffgehalt kann dann bis auf 3 % sinken. Die blumigen Flossen pflegen kohlenstoffreicher zu sein als die luckigen. Während das Spiegeleisen (dünngrelles Eisen) dünnflüssig ist, nimmt das luckige Eisen längere Zeit vor dem Erstarren eine dickflüssige Beschaffenheit an (daher der Name dickgrelles Eisen) und, indem sein Kohlenstoffgehalt nicht mehr hinreicht, um dasselbe beim Ausfliessen aus dem Heerde gegen die Einwirkung der Luft und Feuchtigkeit zu schützen, so bilden sich Gasbläschen, welche dem Eisen ein löcheriges Gefüge ertheilen. Schwefelhaltiges weisses Eisen verhält sich ähnlich, hat jedoch weniger solche Blasenräume und durchläuft nicht den breiartigen Zustand des ersteren. Phosphorhaltiges weisses Eisen ist sehr dünnflüssig.

Das Spiegeleisen und seine Abarten eignen sich wegen ihrer Reinheit besonders zur Stabeisen- und Stahlfabrikation. Zu letzterer wendet man hauptsächlich das Spiegeleisen an, zu ersterer mehr die blumigen und luckigen Flossen.

es Eisen rgange.

β) Weisses Eisen vom Gaargange, welches theils aus unreineren, theils aus schwer reducirbaren und streng-

flüssigeren Erzen erzeugt wird und ein mit Kohlenstoff chemisch verbundenes, mehr oder weniger Schwefel und Phosphor enthaltendes Eisen ist, dessen Kohlenstoffgehalt zwischen 2,5 und 3,5 % und der Siliciumgehalt unter dem des grauen Roheisens liegt. Die Darstellung dieses Eisens erfordert eine ähnliche Leitung des Ofens, wie die des Spiegeleisens, eine nicht zu hohe Temperatur in der Schmelzzone, und es würde ein solches entstehen, wenn nicht die fremden Beimengungen und die schwerere Reducirbarkeit der Erze solches verhinderten. Bei einem passenden Verhältniss zwischen Erz und Brennmaterial und bei einem regelmässigen Ofengange entsteht eine gaare, eisenarme, gutgeschmolzene, lichte Schlacke von saigerer Beschaffenheit. Das aus reineren Erzen mittelst Holzkohle oder mittelst nicht zu unreiner Cokes erzeugte weisse Eisen vom Gaargange eignet sich nicht zur Giesserei, wohl aber zur Stabeisenfabrikation, wozu dasselbe oft auch bei weniger reiner Beschaffenheit angewandt werden muss.

Weisses I vom Rohg

γ) Weisses Roheisen von rohem oder übersetztem Gange (grelles Roheisen) entsteht im Allgemeinen durch eine Abkühlung der Schmelzzone, welche z. B. bei einer zu grossen Menge Erz im Verhältniss zum Brennmaterial, bei mehr oder weniger gehemmtem Aufsteigen der heissen Gase durch die Beschickungs- und Brennmaterialsäule, in Folge fehlerhafter Beschaffenheit der Beschickung und des Brennmaterials etc. herbeigeführt werden kann. In Folge dessen treten die Erze nicht gehörig vorbereitet, d. h. entweder nicht hinreichend reducirt oder zu schwach gekohlt in den Schmelzraum ein, wo sich durch Einwirkung des noch oxydirten Eisens auf das gekohlte Eisen ein kohlearmes Product erzeugt, welches nur durch seinen Phosphor- und Schwefelgehalt flüssig erhalten wird. Unter Umständen kann diese oxydirende Einwirkung auf das gekohlte Eisen in solchem Grade stattfinden, dass sich Frischeisen bildet, welches zu Versetzungen im Ofen Veranlassung gibt. Dabei erzeugt sich eine eisenreiche, grüne bis schwarze Schlacke (Rohschlacke).

Wenngleich das bei diesem Rohgange entstehende Eisen kohlenstoff- und siliciumärmer ist, als solches vom Gaargange, und sich deshalb zur Darstellung von Stabeisen wohl eignete, so lässt sich dasselbe doch, ohne den Ofen zu zerstören oder ganz zur Verstopfung zu bringen, nicht anhaltend herstellen. Graues Roheisen wird durch rasche Abkühlung weiss und enthält dann alle Unreinigkeiten des ersteren.

es Eisen ...heissgaa- Gange.

δ) Weisses Roheisen von heissgaarem Gange. Solches Eisen kann aus sehr phosphor- und schwefelreichen Erzen bei hoher Temperatur, bei hinreichendem Brennmaterialquantum und einer nicht sehr eisenhaltigen Schlacke entstehen, welche sich gewöhnlich durch einen grossen Schwefelgehalt auszeichnet. Solches Eisen unterscheidet sich vor dem gewöhnlichen weissen Eisen durch seinen grossen Schwefel- und Phosphorgehalt, so wie durch eine grössere Menge Silicium. (Analyse Bd. I. p. 254. Nr. 6.)

zur Er- ...ng d. Be- ...nheit des ...sens.

Wie aus Vorstehendem hervorgeht, finden vom grauen zum weissen Eisen mannichfache Uebergänge statt. Diese Zustände kann man an einer Probe ziemlich genau erkennen, welche darin besteht, dass man das flüssige Eisen in eine in Sand gemachte Vertiefung giesst und dann die Oberfläche des erstarrenden Eisens beobachtet. Zeigen sich hierbei keine oder nur sehr kleine schwarze Perlen, so ist das Eisen gaar und grau, bei grösseren Perlen neigt sich dasselbe zum halbirten und grelles Eisen erhält grosse Blasen auf der Oberfläche. Hierbei erkennt man gleichfalls, ob das Eisen hitzig oder matt ist, je nachdem es längere oder kürzere Zeit flüssig bleibt und von röthlicher oder gelber Farbe ist. Mattes Eisen gibt stumpfe Abgüsse. *Schott* [1]) in Ilsenburg schliesst aus den Figuren, welche sich auf der Oberfläche des flüssigen Eisens vorübergehend erzeugen, auf dessen Qualität.

...ffenheit ...chlacke.

2) Die Beschaffenheit der Schlacke (Bd. I. p. 309). Sowohl die Consistenz der Schlacken im Heerde und beim Abfliessen über den Wallstein, als auch ihr Ansehen nach dem Erstarren geben ein richtiges Kenn-

[1]) Bgwfd. VI, 241.

zeichen für den Ofengang, indem auf deren Beschaffenheit und Verhalten die Zusammensetzung der Beschickung und die angewandte Temperatur besonders von Einfluss ist.

Gaarschl. von grau Eisen.

a) Die Schlacken von gaarem Gange bei Erzeugung von grauem Roheisen fliessen teigartig über den Wallstein, erstarren langsam und sind um so heller gefärbt, je gaarer der Ofengang ist. Doch kommen auch gefärbte Schlacken (Bd. I. p. 309) vor. Bei einem sehr gaaren Gange erscheint die Schlacke unvollkommen geflossen und ist voll Blasen und Löchern. Bei zu strengflüssiger Beschickung, bei zu hoher oder zu niedriger Temperatur erzeugte Schlacken sind sehr steif, haben die Consistenz eines dicken zähen Breies und werden leicht kalt geblasen.

Die erkalteten Schlacken nehmen die verschiedenste Structur an (Bd. I, p. 312); und ist dies theils die Folge einer verschiedenartigen Abkühlung, die den Graden der Abkühlung entsprechend eine gewisse Reihenfolge derselben von glasig bis krystallinisch veranlasst (Gossenschlacke), theils die Folge der expansiven Kräfte von Gasen oder von Wasserdampf[1]). Das Krystallinische der Schlacken gibt gewöhnlich kein anderes Kennzeichen für den Hohofengang, als dass es nicht roh geht[2]). Da man nun hierfür noch andere Kennzeichen hat, so ist die Krystallisation zur Beurtheilung des Ofenganges meist überflüssig. Ausserdem pflegen die krystallinischen Schlakken für den Zweck der Roheisenerzeugung am wenigsten richtig zusammengesetzt zu sein, weil sie strengflüssiger als die glasigen sind.

Während die gaaren Schlacken der Holzkohlenöfen meist halb durchsichtig, die halbirten wenigstens an den Kanten durchscheinend sind, so sind die Schlacken von Cokeshohöfen gewöhnlich undurchsichtig, und können bei gaarem Gange oft stark grün und blau gefärbt sein; erst

---

1) *Lossen*, über die Bildung der Hohofenschlacken: Verhandl. des naturhist. Vereins der preuss. Rheinlande und Westphalen. 1851, p. 508.

2) Bgwfd. IX. 66; X. 75.

wenn sie bräunlich werden, tritt Rohgang ein. Schlacken vom gaaren Gange blähen sich beim Uebergiesen mit Wasser auf und geben häufig unter Entlassung von Schwefelwasserstoffgas eine weisse, bimsteinähnliche Masse.

Von der Benutzung der Eisenhohofenschlacken war Bd. I, p. 290 die Rede. Neuerdings hat sich in England eine Schlackengesellschaft gebildet, welche diese Schlacken zum Dachdecken, Pflastern etc. anwendet [1]). Die sofortige Benutzung der mit Schlacken gefüllten Thäler zum Ackerbau, nachdem sie mit etwas Erde überfahren, wie in Garthserrie, dürfte sich als sehr nachahmungswerth empfehlen.

:hlacken weissem isen.

b) Die Schlacken von gaarem Gange bei weissem Eisen, sind sehr flüssig, erstarren aber bald ohne Schäumen und Kochen und mit sehr lichten Farben. Bei dem Ofengange, wo das weisse Eisen in halbirtes übergehen will, hat die Schlacke die Consistenz eines dünnen Teiges, sie schiebt sich beim Abfliessen als eine zusammenhängende Masse fort. Wird dieselbe durch Eisenaufnahme dünnflüssiger, so schäumt und kocht sie vor der Form, schützt das Eisen nicht gegen den Wind und wird leicht kalt geblasen.

:hlacke.

c) Die Schlacken von rohem Gange bei weissem Eisen sind, in Holzkohlenöfen erzeugt, sehr flüssig, erstarren schnell, nehmen dabei eine grüne bis schwarze Farbe bei Glasglanz an und lassen sich fast gar nicht zu Fäden ziehen. Verliert sich die glasige Beschaffenheit, wird die Schlacke bei dunkelgrüner Farbe matt, blasig, dickflüssig und erdig, schliesst sie Eisenkörner, Beschikkungstheile etc. ein, so hat der Rohgang einen hohen Grad erreicht.

Bei Cokeshohöfen gibt sich der Rohgang dadurch mit zu erkennen, dass in die grüne oder blaue Färbung der Schlacken Braun eintritt. Werden sie dabei matter, poröser und endlich schwarz, so ist vollständiger Rohgang vorhanden.

rgaare acken.

d) Schlacken vom übergaaren Gange sind sehr

[1]) Bgwfd. XVIII. 516.

zähflüssig, zu dünnen, hellen Fäden ausziehbar, nach dem Erkalten meist lichtgefärbt, dabei steinartig und Graphitparthien einschliessend oder damit überzogen.

Verhalten Schmelzm vor der F

3) Das Verhalten der Schmelzmassen vor der Form. Bei gaarem Gange erscheint das Formmaul frei von Ansätzen und so hell, dass man auf den ersten Blick im Ofen nichts unterscheiden kann, wohl aber nach einiger Zeit. Dabei findet ein deutlich sichtbares, ruhiges Schmelzen des Roheisens und der Schlacke statt. Setzen sich erstarrte Massen vor der Form an, bildet sich eine Nase, so deutet dies auf eine strengflüssige Beschickung. Zuweilen wird das Nasen bei gaarer Schlacke und nicht strengflüssiger Beschickung durch die Feuchtigkeit der Luft herbeigeführt, in welchem Falle man sich durch Abbrechen an Satz, oder, wenn die Hitze zu gering war, durch Erhöhung der Windpressung hilft. Findet bei völlig gaarer Schlacke und bei grauem Eisen ein Nasen statt, so kann das Windquantum zu gross sein und die im Schmelzraume entwickelten Gase werden am Austreten aus der Gicht verhindert.

Bei Gaarg

Bei Rohg

Bei rohem Gange nimmt das Leuchten der Form ab und man erkennt auf den ersten Blick deutlich Erz und Kohlen und ein unruhiges Schmelzen. Die grüne Schlacke kocht vor der Form, erstarrt leicht und muss durch häufiges Arbeiten im Heerde entfernt werden. Nicht selten veranlasst die kalt geblasene Schlacke ein Nasen und damit ist fast jederzeit ein Frischen, d. h. die Anhäufung von Frischeisen vor der Form verbunden. Der Wind kann dadurch eine andere Richtung erhalten, so wie ein Kippen der Gichten veranlasst werden, weshalb das Frischeisen sorgfältig entfernt und seiner Bildung durch Abbrechen an Satz entgegengewirkt werden muss.

Bei überg Gange

Bei übergaarem Gange erscheinen die Formen in Folge der im Gestell herrschenden hohen Temperatur blendend weiss; erst nach längerer Zeit vermag man beim Hineinblicken etwas deutlich zu unterscheiden und die Formen nasen leicht, indem Stücke von den angegriffenen Gestellwänden vor dieselben treten.

Verhalten der Gicht- und Tümpelflamme.

4) Das Verhalten der Gicht- und Tümpelflamme. Bei gaarem Gange ist die Gichtflamme lebhaft und entweicht mit deutlich hörbarem Geräusch, zum Beweise, dass der Wind gehörig durchdringt. Schleicht die Flamme nur träge aus der Gicht, findet nur ein Verglimmen der Kohlen statt, so deutet dies auf ein Hinderniss, welches sich den im Ofenschachte aufsteigenden Gasen entgegengestellt hat. Die Farbe der Gichtflamme, sowie der gleichzeitig aufsteigende oder nicht aufsteigende Rauch (Bd. I, p. 275) aus der Gicht und unterm Tümpel vor können als Kennzeichen für den Ofengang dienen, äussern sich jedoch auf den verschiedenen Hüttenwerken verschieden. So gilt z. B. auf den Harzer Eisenhütten ein starker Gicht- und Tümpelrauch bei violetter Farbe der Gichtflamme als Kennzeichen für Gaargang; Mangel an Rauch und gelbrothe Gichtflamme für Rohgang. Bei übergaarem Gange werden Gicht- und Tümpelflamme heller und setzen einen dicken weissen Rauch ab.

In wiefern die verschiedene Farbe der Gicht- und Tümpelflamme, so wie das mehr oder minder starke Hervortreten des Gichtrauches zur Beurtheilung des Ofenganges dienen können, ist in Bd. I, p. 127 erörtert.

Ursachen des Rohganges.

§. 31. Ursachen des Rohganges und Mittel zur Abstellung desselben. Die Ursachen des Rohganges, welcher gewöhnlich mit der Entstehung von weissem Roheisen und grünen Schlacken verbunden ist, können sehr verschiedener Art sein, unter andern: zu reiche oder zu arme, zu leicht- oder zu strengflüssige, zu ungleich reducirbare oder zu ungleich schmelzbare Beschikkung, zu wenig oder zu stark geröstete Erze, Gehalt derselben an Eisensilicaten, Abkühlung des Ofens z. B. durch die Feuchtigkeit der Gebläseluft, des Brennmaterials oder Erzes, zu grosser Erzsatz, zu starkes Zusammenpressen der Schmelzsäule, so dass der Wind nicht gehörig durchdringen kann, zu aschenreiches, zu weiches oder zu zerreibliches Brennmaterial, unzweckmässige Ofendimensionen, z. B. zu steile oder zu flache Rast, zu weites, zu enges, zu hohes oder zu niedriges Gestell, zu niedrige Oefen, zu stark oder zu wenig gepresster Wind, Versetzung des

Gestelles und damit verbundenes Kippen, Rücken oder Hängenbleiben der Gichten z. B. durch angehäuften Gichtschwamm, Ansetzen von Frischeisen, Schadhaftwerden des Gemäuers etc.

Mittel gegen den Rohgang.

Als Hauptgegenmittel gegen den Rohgang wendet man, je nach dem vorliegenden Falle, eine Veränderung der Beschickung, eine Verminderung oder Vermehrung oder stärkere Erhitzung des Windquantums, ein Abbrechen an Erzsatz, trockne Kohlen, ein Ausräumen des Gestelles etc. an. *Mayrhofer* [1]) hat eine umfangreiche Zusammenstellung der Ursachen gegeben, welche Rohgang veranlassen können, sowie auch die Kennzeichen dafür und die Mittel zur Abstellung desselben für jeden einzelnen Fall kennen gelehrt.

Von *Ebelmen* [2]) ist der Einfluss nachgewiesen worden, welcher bei eintretendem Rohgange auf die Zusammensetzung und Temperatur der Hohofengase stattfindet.

Ursachen des trocknen Ganges.

§. 32. Entstehung und Abstellung eines trocknen oder dürren Ganges. Der trockne Ofengang entsteht bei zu hoher Temperatur und bei Mangel an Schlacken besonders in Oefen mit zu engem Gestell bei reichen Erzen, zu streng- oder zu leichtflüssiger und zu wenig Zuschläge enthaltender Beschickung. Die Folge davon ist die Bildung einer mehr oder weniger Eisen enthaltenden zähen Schlacke, welche das Roheisen gegen den Wind nicht gehörig zu schützen im Stande ist. In Folge dessen wird dasselbe entkohlt und setzt sich als Frischeisen nebst erstarrten Schlacken an der Form und an den Gestellwänden fest und verursacht Versetzungen und ein Kippen der Gichten, wodurch das Erz den Kohlen voranrollt [3]).

Mittel dagegen

Den Eintritt dieses gefährlichen Zustandes erkennt man an dem Dunkelwerden und Nasen der Form, an der dunkeln, matten Gichtflamme und dem matten weissen

---

1) Bgwfd. IX. 67. — B. u. h. Ztg. 1843, p. 688, 720; 1845, p. 689. — *Scheerer*, Met. II. 464. *Hartmann*, Vademecum 1854, p. 95.

2) Bgwfd. VIII. 455.

3) B. u. h. Ztg. 1852, p. 556.

Eisen. Man hilft sich gewöhnlich alsdann mit Schwächung des Windes und Erzsatzes, Ausräumen des Heerdes, Reinigen der Formen und durch Anwendung leichtflüssiger Zuschläge, z. B. Eisenfrischschlacken.

Ist der dürre Gang schon weiter gekommen und die Versetzung des Ofens vollständig, so muss man den Tümpel wegnehmen oder durch eingebrochene Oeffnungen Wind in die erstarrten Massen führen.

rsachen hitzigen langes.

§. 33. **Entstehung und Abstellung eines hitzigen Ofenganges.** Derselbe wird herbeigeführt durch eine leichtflüssige Beschickung, enges Gestell und starke Windpressung. Die dabei entstehende dünnflüssige Schlacke frisst das Gestell leicht aus und das gegen Entkohlung nicht gehörig geschützte graue Eisen wird weiss. Da dasselbe bei hoher Temperatur erzeugt worden, so ist es sehr unrein und die beim Uebergiessen mit Wasser bimsteinartig werdende Schlacke gibt Geruch nach Schwefelwasserstoff von sich.

el dagegen.

Man wirkt dem hitzigen Ofengange durch Schwächung und Abkühlung des Windes, sowie durch Anwendung einer strengflüssigeren Beschickung hauptsächlich entgegen.

§. 34. **Producte vom Hohofenbetrieb.** Beim Eisenhohofenbetriebe erfolgen hauptsächlich nachstehende Producte:

oheisen.

1) **Roheisen** von verschiedenen Eigenschaften (pag. 3) und verschiedener Zusammensetzung (Bd. I, p. 253).

lacken.

2) **Schlacken** (Bd. I, p. 309), welche auf verschiedene Weise verwandt, häufig gepocht werden, um das mechanisch darin enthaltene Eisen (**Wascheisen**) abzuscheiden (Bd. I, p. 290).

allinische sschei-ungen.

3) Mehr oder weniger **krystallinische Ausscheidungen**, als Graphit p. 8, Bd. I, p. 265), alkalische Salze (Bd. I, p. 266), Kieselerde [1]) (Bd. I, p. 269), Cyanstickstofftitan (Bd. I, p. 268), Metalle, Metalloxyde und Metallschwefelungen, z. B. Schwefeleisen, Schwefel-

---

[1]) Neues Vorkommen von Kieselerde als Hohofenproduct. *Kerst.* Jahrb. 1855.

mangan, Schwefelzink etc. (Bd. I, p. 264, 270), Silicate (Bd. I, p. 270), Gichtsand (Bd. I, p. 275) u. dgl. m.

4) Gichtgase, je nach dem angewandten Brennmaterial von verschiedener Zusammensetzung (Bd. I, p. 126) und zu den verschiedensten Zwecken anwendbar (Bd. I, p. 128), nachdem dieselben zweckmässig aufgefangen und abgeleitet worden (Bd. I, p. 123).

Gichtgase.

Nach *Scheerer* beträgt die Temperatur, welche sich durch Verbrennung der Gase mittelst kalter Gebläseluft erreichen lässt, höchstens 1200—1300° C, bei Anwendung von erhitzter Gebläseluft 1600—1700° C, eine Temperatur, welche für Schweiss- und Puddelöfen zu niedrig ist.

Die Zusammensetzung der Gase variirt bei einem und demselben Brennmateriale nach der Höhe über der Form, bei welcher dieselben dem Ofen entzogen werden, und es haben in dieser Hinsicht die Versuche von *Bunsen, Scheerer* und *Langberg* und *Ebelmen* nachstehende Resultate ergeben:

	Gase aus Holzkohlenöfen nach *Bunsen*				Gase aus Holzkohlenöfen nach *Scheerer* und *Langberg*.			Gase aus Cokeshohöfen nach *Ebelmen*.		
Höhe über der Form	$5^3/_4$′	$11^3/_4$′	$14^3/_4$′	$17^3/_4$′	23′	$15^1/_2$′	10′	0 m	1 m	4,m86
Stickstoff	64,58	63,89	66,29	62,34	64,43	64,28	64,97	60,70	63,59	64,66
Kohlenoxydgas	26,51	29,27	25,77	24,20	8,04	29,17	26,38	25,24	31,83	33,59
Kohlensäure	5,97	3,60	3,32	8,77	22,20	4,27	5,69	11,58	2,77	0,57
Wasserstoffgas	1,06	2,17	0,58	1,33	1,46	1,05	2,96	2,48	1,81	1,38
Grubengas	1,88	1,07	4,04	3,36	3,87	1,23	0,00	—	—	—
Summa	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
Brennbare Gase	29,45	32,51	30,39	28,89	13,37	31,45	29,34	27,72	33,64	34,97

Von dem bedeutenden Wärmeverluste durch das Entweichen der erhitzten brennbaren Hohofengase, welchen *Bunsen* auf Grund seiner Gasanalysen berechnet hat, war in Bd. I, p. 151 die Rede.

§. 35. **Beispiele für die Roheisendarstellung.** Je nach der Beschaffenheit des dabei angewandten Brenn-

materials und der Qualität des erzeugten Roheisens lassen sich folgende Abtheilungen machen:

I. Holzkohlenhohofenbetrieb.

A. Darstellung von weissem Roheisen in Blauöfen.

Hieflau.

1) Zu Hieflau[1]) in Steyermark verschmilzt man ungeröstete Spatheisensteine von der Zusammensetzung

Ḟe	Ṁn	Ċa	Ṁg	$\bar{A}l$	$\bar{S}i$	C̈
50,23	2,54	1,03	1,60	2,43	7,56	34,62

ohne Zuschläge bei 1,25—1,33 Zoll Quecksilberpressung, 250° C Windtemperatur, einem Verbrauche von nicht ganz 1,2 Theil. Fichten- und Tannenkohlen auf 1 Theil Roheisen und einer täglichen Production von 210 Ctr. bei einem Ausbringen von 41 % Spiegeleisen. Höhe der Oefen 36 F., Weite am Bodensteine 4 F. 6 Z., im Kohlensack 7 F. und an der Gicht 2 F. 6 Z. Zwei Düsen mit $2^1/_2$ Z. Durchmesser liefern den Wind.

Die erfolgende Schlacke enthält

Ḟe	Ṁn	Ċa	Ṁg	$\bar{A}l$	$\bar{\bar{S}}i$
17,8	7,9	18,5	3,8	9,6	41,8

Zu Vordernberg[2]), Eisenerz[3]), Mariazell[4]), Turrach[5]), Neuberg[6]), Hüttenberg[7]) u. a. findet ebenfalls Blauofenbetrieb statt.

Lölling.

2) Zu Lölling[8]) in Unterkärnthen werden Braunerze, Glaskopf und Spatheisenstein mit 52,8 % Eisen (nach der Röstung) verschmolzen. Höhe des Ofens (Taf. IV, Fig. 64) vom Bodenstein bis zu den Formen $1^1/_2$ F., bis zum Kohlensack 14 F. und bis zur Gicht 40 F., Weite am Boden-

---

[1]) B. u. h. Ztg. 1847 p. 753; 1853 p. 223, 256. — Oester. Zeitschr. 1853, p. 85, 120, 249, 283. — *Kraus*, Jahrb. 1848, p. 30; 1849, p. 62; 1855, p. 63, 445. — Bgwfd. III 81; V 372.

[2]) *Tunner's* Jahrb. 1842, p. 125, 146; 1843, p. 96.

[3]) B. u. h. Ztg. 1853, p. 789.

[4]) *Tunner's* Jahrb. 1842, p. 146; 1843, p. 96. — Bgwfd. III. 500.

[5]) B. u. h. Ztg. 1849, p. 401.

[6]) Oester. Zeitschr. 1855, p. 126, 241.

[7]) *Tunner's* Jahrb. 1841, p. 225; 1842, p. 77.

[8]) *Tunner's* Jahrb. 1842, II 220; III u. IV 82. — *Merbach*, Anwend. d. erhitzten Gebläseluft 1840, p. 6.

stein 3 F. 8 Z., im Kohlensack 9 F. 6 Z. und an der Gicht 3 F. Bei 3 Düsen von $2^2/_3$ Z. Drchm. verbraucht man pr. Min. an 1250 Cbfss. Luft von 0,9—1,1 Z. Qu. Pr. und 160—175° C. Auf 1 Theil producirtes Spiegeleisen kommen 0,60—0,65 Theile Fichtenkohlen.

Thüringen.

3) Auf den Thüringer Hütten [1]), z. B. zu Louisenthal, verschmilzt man manganreiche, geröstete, 40 % Eisen enthaltende Spath- und Brauneisensteine, denen etwas Rotheisenstein beigemengt wird, in Blauöfen (Taf. IV, Fig. 57, 58) mit Buchen- und Fichtenkohlen bei Zuführung von 11 Cubicmet. Luft pro Min. und einer täglichen Production von 30 metr. Centn. weissem, luckigem Roheisen. Auf 1 Theil davon gehen 1—1,15 Theile Kohlen. Das Roheisen eignet sich sehr zum Frischen und zur Stahlfabrikation.

Zu Katzhütte [2]) stellt man in Hohöfen weisses und graues Roheisen dar.

Lombardei.

4) In der Lombardei [3]) findet auch Blauofenbetrieb statt.

B. Darstellung von weissem Roheisen in Hohöfen.

Gittelde.

1) Zu Gittelde [4]) am Harze verschmilzt man geröstete und durch Handscheidung von beibrechendem Schwerspath gut getrennte Spatheisensteine mit 35%, Brauneisensteine mit bis 58 %, kieselige Rotheisensteine mit 54 % und kalkige Rotheisensteine mit 23—26 % Eisen bei einem Durchschnittsgehalt der Beschickung von 36—37 %. Wenn das für den Frischfeuerbetrieb zu erblasende Roheisen sich mehr ins Graue neigen soll, so erhöht man den Zusatz an Rotheisenstein.

Der mit einem Massengestell [5]) (p. 61) versehene Hohofen (Taf. IV, Fig. 67, 68) von $28^1/_2$ F. Höhe wird mit einem Gemenge von Holzkohlen und Holz [6]) und mit

---

[1]) Ann. d. min. 4 sér. II 231.
[2]) *Scheerer*, Met. II 110.
[3]) B. u. h. Ztg. 1844, p. 102. — *Karst.*, Arch. 2. R. XVIII 325.
[4]) *Kerl*, der Communion-Unterharz. Freiberg 1853, p. 91.
[5]) *Carn.*, preuss. Zeitschr. 1854. II. Bd. 3 Lief. p. 126.
[6]) *Karst.*, Arch. 2. R. XXV 261.

455—555 Cbcfss. kalter Luft von 8—13 Lin. Pr. bei $2^3/_4$ Z. Düsendurchmesser gespeist, und man producirt wöchentlich 380—400 Ctnr. weisses blumiges, dem Spiegeleisen sich näherndes Eisen.

Mägdesprung. 2) Zu Mägdesprung[1]) am Harze verschmilzt man eine im Wesentlichen aus Spatheisenstein bestehende und mehr oder weniger Sphärosiderit, Brauneisenstein, Rotheisenstein, geröstete Eisenfrischschlacke und Kalk enthaltende Beschickung mit harten Holzkohlen. Beim Betriebe auf Gussroheisen beschickt man auf 27—30%, bei Erzeugung von Frischeisen auf 38% Eisen. Höhe des Ofens $30^1/_3$ F., Drchm. der Gicht $3^1/_2$ F., des Kohlensackes 8 F., des Gestelles oben $2^1/_6$ F., unten $1^1/_3$ F., Höhe des Gestelles $4^7/_{12}$ F., der Formen über der Heerdsohle $1^1/_6$ F., der Rast $^{10}/_{12}$ F., Rastwinkel 20°. Zwei geschlossene Wasserformen mit 4—5° Neigung führen etwa 600 Cbcfss. Luft von 200—250° C und $1^3/_4$—$2^1/_2$ Z. Pr. in den Ofen, wobei man auf 1 Theil Weisseisen 1,18 Theile Kohlen und auf 1 Theil graues Gussroheisen 1,56 Theile Kohlen verbraucht. Tägliche Production 62 Ctr. Weisseisen oder 45 Ctr. Gussroheisen.

Josephshütte. Saynerhütte. 3) Zur Josephshütte bei Rottleberode am Harze, sowie zur Sayner[2]) Hütte im Siegenschen findet ein ähnlicher Betrieb, wie in Mägdesprung, statt.

C. Darstellung von halbirtem und grauem Roheisen in Hohöfen.

Ilsenburg. 1) Zu Ilsenburg[3]) am Harze verhüttet man Eisenglanz, Roth-, Magnet- und Brauneisenstein mit 25—65% Eisen bei Zuschlag von kalkigem Eisenstein. Die in Rumfordschen Schachtöfen von 15 F. Höhe und 4—5 F. Weite gerösteten kieseligen und kalkigen Erze, sowie die in Stadeln (p. 95) zugebrannten Brauneisensteine werden gewalzt, 2—3 Jahre dem Verwittern ausgesetzt, auch wohl

[1]) *Scheerer's* Met. II, 110. — B. u. h. Ztg. 1854, p. 68. — Annales des min. livr. 2 de 1840, p. 245.

[2]) *Karst.*, Arch. 2. R. VIII, 429. — *Carn.*, preuss. Zeitsch. I, 165. — B. u. h. Ztg. 1848, p. 713.

[3]) *Scheerer*, Met. II, 104. — Bgwfd. VI, 241.

theilweise bewässert, und sodann etwa 42 % reine Eisensteinssorten mit 35 % kalkigen und 23 % kieseligen Eisenerzen zu einem Durchschnittsgehalt von 35—37 % gattirt, wobei man Zuschläge von 5 % alten Zerrenn- und 1 % Frischschlacken gibt. Höhe des Ofens 29½ F., der Rast 4 F., des Gestelles 4½ F., Weite der Gicht 4½ F., des Kohlensackes 7½ F.

Bei Erzeugung von zur Giesserei tauglichem grauen, weichen und festen Eisen setzt man in 24 St. 30—32 Gichten durch, deren jede aus 27 Cbfss. Holzkohlen und 7—8 Cbfss. Beschickung besteht. Durch 2 Düsen mit 1½ Z. Dchm. gelangen bei 1½ Z. Pr. 500 Cbfss. Luft von 225 bis 240° C in den Ofen. Durch Vergrösserung des Windquantums wird der Gichtenwechsel lebhafter und in Folge dessen entsteht ein mehr zum Frischen geeignetes weisses und hartes Roheisen. Man producirt täglich 68—72 Ctnr. Eisen bei einem Kohlenverbrauch von 1 Thl. auf 1 Thl. Roheisen.

Oberharz Hütten

2) Auf den Oberharzer Hütten[1]) werden meist Rotheisensteine, weniger Brauneisensteine und nur geringe Mengen Spatheisensteine verschmolzen. Zu Königshütte besteht die Gattirung aus gerösteten kieseligen Rotheisensteinen, weniger aus Brauneisensteinen, welche eines Kalkzuschlages von 17 % bedürfen, bei einem Durchschnittsgehalt von 27—29 %. Höhe des Ofens (Taf. IV, Fig. 76) 35 F. 5 Z., des Gestelles 5 F., der Rast 2 F. 9 Z., Rastwinkel 45°, Weite der Gicht 6 F., des Kohlensackes 8 F., Länge des Heerdes 5 F. 2 Z., Gestell oben 2 F. 6 Z. Quadr., unten 1 F. 8 Z. Quadr. In 24 St. setzt man 33—40 Gichten, bestehend aus 250 Pfd. Holzkohlen und 7¼—7½ Cbfss. Beschickung à 78—79 Pfd. trocken, durch, speist den zweiförmigen Ofen mit etwa 890—950 Cbfss. Luft von 185° R und 20‴ Qu. Pr. durch zwei Düsen. Die wöchentliche Production beträgt etwa 440 Ctr. und man

[1]) *Karst.*, Arch. 1. R. IV, 229. — *Stünkel*, Beschreib. d. Eisenbergw. u. Eisenhütten auf dem Harze. Göttingen 1800. — *Merbach*, Anwend. d. erhitzt. Gebläseluft 1840, p. 14. — Ann. d. min. 2 livr. de 1840, p. 219. — B. u. h. Ztg. 1851, p. 684.

verbraucht auf 1 Theil Beschickung $2^4/_9$ Theile Holzkohlen.

Zu Rothehütte producirt man wöchentlich an 800 Ctnr. Roheisen. Die aus gutartigen Eisensteinen bestehende, keines Kalkzuschlages bedürfende Beschickung enthält an 34 % Eisen. Eine Gicht besteht aus 250 Pfd. Kohlen und 9,5 Cbfss. Beschickung à 71 Pfd., und dem 2förmigen, 34 F. hohen Ofen werden pro Min. 800 Cbfss. Luft von 127° R und 18''' Qu. Pr. zugeführt.

Zu Altenauer Hütte verschmilzt man sehr unreine kieselige Roth- und Magneteisensteine, sowie Brauneisensteine bei Kalkzuschlag und einem Eisengehalt der Beschickung von 30 %. In 24 Stunden gehen 24—32 Gichten durch, deren jede aus 230 Pfd. Kohlen und $7^1/_4$ Cbfss. à 81 Pfd. Beschickung besteht. Bei einer wöchentlichen Production von etwa 360 Ctnr. Roheisen erhält der einförmige 27 F. hohe Ofen pro Min. 340 Cbfss. Luft von 180° R und 8—12''' Qu. Pr.

Auf Lerbacher Hütte verarbeitet man kieselige, thonige und kalkige Roth- und Brauneisensteine, meist ohne Kalkzuschlag, mit etwa 30—32 % Eisengehalt. Eine Gicht besteht aus 230 Pfd. Kohlen und 7,5 Cbfss. Beschickung à 82,5 Pfd. und es gehen deren in 24 Stunden 27 durch. Dem einförmigen 29 F. hohen Ofen führt man bei einer wöchentlichen Production von 360 Ctnr. halbirtem Roheisen pro Min. 500 Cbfss. Luft von 160° R und 12''' Qu. Pr. zu.

Zur Steinrenner Hütte kommen meist kieselige und thonige Rotheisensteine, weniger Brauneisensteine, bei 17 % Kalkzuschlag und einem Eisengehalt der Beschikkung von 24 % zur Verarbeitung. Auf 1 Kohlengicht von 220 Pfd. setzt man 6,5 Cbfss. à 79 Pfd. Beschickung und schmilzt in 24 Stunden 29 Gichten durch. Die pro Min. in den einförmigen, 27 F. hohen Ofen gelangende Windmenge beträgt 690 Cbfss. bei 15° R und 16 Lin. Qu. Pr.

Josephshütte.

3) Zur Josephshütte bei Rottleberode am Harze besteht ein Möller = 128 Cbfss. aus 55 Spatheisenstein, 24 Sphärosiderit, 12 Thoneisenstein, 9 Brauneisenstein, 6 Rotheisenstein, 8 Zerrennschlacken und 14 Kalkstein mit

35 % Eisen, wovon 34 % ausgebracht werden. Der Ofen ist 29 F. hoch, im Kohlensack 8 F. und an der Gicht, welche durch einhängende Cylinder verengt wird, 4 F. weit.

Bei Darstellung von grauem Eisen setzt man bei einem Durchm. jeder der beiden Formen von $1^7/_8$ Z. und bei 12 Lin. Qu. Pr. auf eine Gicht = 270 Pfd. Buchenkohlen 7 Cubikfuss Beschickung à 105—109 Pfd., und es gehen in 24 Stunden 20—22 Gichten durch. Wöchentliche Production 350—500 Ctr. bei einem Aufwand von 1,1 Kohlen auf 1 graues Roheisen.

Behuf Darstellung von weissem Eisen setzt man auf 270 Pfd. Kohlen 8—$8^1/_2$ Cbfss. Eisenstein und es erfolgen pro Tag 28—30 Gichten. Auf 1 Theil weisses Roheisen kommt 0,9—1 Theil Brennmaterial.

Als Bedingung für die Erzeugung des weissen Eisens (p. 136) von gaarem Gange für den Puddelprozess gelten ausser Vermeidung von kieseligen Fossilien und Erzielung von Kalküberschuss bei hoher Temperatur durch viel, aber nicht sehr gepressten Wind folgende Erfordernisse:

a) Beschickung von so viel als thunlich manganhaltigen Eisensteinen.

b) Horizontal geführte, gerade einander gegenüber liegende Düsen, um den Schmelzpunkt nicht zu hoch zu bringen und einen Focus der höchsten Temperatur in der Mitte des Gestelles zu bilden.

c) Geringe Heerdhöhe bis zur Form (höchstens 15—16 Z.), womit öfterer Abstich des Roheisens in Verbindung steht, so dass man nie mehr als 25 Ctr. davon im Heerde hält.

d) Niedriglegen des Wallsteins, $1^1/_2$ Z. tiefer als die Form, damit Laufschlacke den Betrieb stets ruhig erhält und im Heerd nicht gearbeitet werden muss.

e) Helle Formen mit kleinem Rand und etwas Nasen von oben.

f) Nicht zu hohe Temperatur der Gebläseluft (150° R).

g) Ein nicht viel über 45° gehender Rastwinkel.

h) Ablassen des Roheisens in reines Kohlengestübbe

zu 1—1¼ Z. dicken Stücken oder in gusseiserne, mit Kalk ausgestrichene Formen und nachheriges Ablöschen mit Wasser.

lapane

4 Zu Malapane[1]) in Oberschlesien verschmilzt man mulmige, sehr kieselthonreiche Eisensteine (mit kaum 24% Eisen) mit ⅓ Sphärosideriten (mit 38—40% Eisen) bei Zuschlag von 11% Kalk, so dass die Beschickung etwa auf 25% kommt. Höhe des Ofens 30 F., des Gestelles 5,5 F., der Rast 4 F., Weite des Kohlensackes 7 F., der Gicht 3 F., des Gestelles oben 2,16 F., unten 1,25 F., Düsendchm. 1¾ Z., Windpressung 2 Z. Qu., Windtemperatur 100—150° C. tägliche Production 52—53 Ctr. Relativer Kohlenverbrauch 1—1,81.

edische itten.

5) Die schwedischen Holzkohlenöfen[2]) (Taf. IV, Fig. 65) haben als Eigenthümlichkeiten eine weite Gichtöffnung (von 4—5 F. Dchm.), ein niedriges und weites Gestell, eine sich krummlinig in den Schacht verlaufende Rast und eine unterhalb des Kohlensackes mehr oder weniger unsymmetrische Gestalt. Die Höhe schwankt zwischen 28—34 F., die zugeführte Windmenge von 1—1⅛ Z. Qu. Pr. zwischen 300—600 Cbfss. Man verschmilzt die im älteren Gebirge mit Quarz, Glimmer, Hornblende, Kalkspath etc. vorkommenden Erze, namentlich Magneteisensteine, sowie auch Sumpf-, Rasen- und Morasterze mit Fichtenkohlen. Bei einem Gehalt der Beschickung von 34—50%, einer Windtemperatur von 0—250° C, einer Windpressung von 0,6—1,3 Z. Qu. und einem Verbrauche von 1,74—2,21 Theilen Holzkohlen auf 1 Theil Roheisen producirt man von letzterem täglich 53—91 Ctnr.

---

[1]) *Wachler*, die Eisenerzeugung Oberschlesiens. Hft. 3, p. 16, 41 Hft. 6, p. 86, 88. — *Hartmann*, Vademecum 1854, p. 175. — B u. h. Ztg. 1855, p. 159. — *Carn.*, preuss. Zeitschr. I, 157. — Delvaux de Feuffe, de la situation de l'industrie du Fer en Prusse Liège 1844.

[2]) *Garnej*, Bau und Betrieb der Hohöfen in Schweden 1800. — *Merbach*, Anwend. d. erhitzten Gebläseluft 1840, p. 33. — Verhütten des Danemoraeisensteins. B. u. h. Ztg. 1847, p. 117. — *Karst.*, Arch. 1. R. XV, 452; XI, 434. — *Scheerer's* Met. II, 113.

Norwegische Hütten.

6) In Norwegen[1]) werden ähnliche Eisenerze, wie in Schweden, zugutegemacht, und es nähern sich die gebräuchlichen Schmelzöfen theils den schwedischen, theils den deutschen. Es beträgt gewöhnlich die Höhe 30 F., der Durchm. der Gicht 4—4½ F., des Kohlensackes 7—8 F., der Düsen 2¼—2½ Z., Windpressung ⅚ — 1,15 Z. Qu., Temperatur der Gebläseluft 200—300° C, Eisengehalt der Beschickung 25—42 %, tägliches Ausbringen 33—74 Ctr. Auf 1 Theil Roheisen gehen 1,3—1,4 Theile Kohlen.

Russische Hütten.

7) Die russischen Holzkohlenöfen[2]) zeichnen sich bei der Reichhaltigkeit der darin verhütteten Erze und der Grösse der Dimensionen durch eine bedeutende Production aus. Sie haben 33—56 F. Höhe, 7—8 F. Gichtweite und 11—14 F. Kohlensackdurchmesser; Windpressung 2½—3,5 Z. Qu., Düsendurchmesser 2,6—3,5 Z., tägliche Production 165—330 Ctr. bei einem Kohlenverbrauch von 1,0—1,9 auf 1 Roheisen.

Sonstige Hüttenwerke.

8) Als sonstige Länder und Hüttenwerke, in welchen Betrieb mit Holzkohlenöfen stattfindet, sind anzuführen: Belgien[3]), Toskana[4]), Lauchhammer[5]) in Preussen, Ludwigshütte[6]) in Hessen, Eiserfey[7]) in der Eiffel, Wiesbaden[8]) im Nassauischen, Rübeland[9]) am Harze, Veckerhagen[10]) im Hessischen, Carlshütte[11]) im Braun-

---

[1]) *Scheerer's* Met. II, 117.
[2]) Ibid. II, 118.
[3]) *Valerius*, Roheisenfabrikation, deutsch von *Hartmann*. 1851, p. 100, 544.
[4]) Ann. d. min. 3. sér. XVI, 3. — *Scheerer*, Met. II, 101. — *Valerius*, c. l. p. 560. — *Karst.*, Arch. 1. R. XVIII, 289. — B. u. h. Ztg. 1845, p. 8.
[5]) *Scheerer*, Met. II, 103.
[6]) Bgwfd. IX, 198.
[7]) *Karst.*, Arch. 1. R. VII, 9. — *Scheerer*, Met. II, 112.
[8]) *Scheerer*, Met. II, 111.
[9]) B. u. h. Ztg. 1848, p. 434; 1853, No. 1.
[10]) *Merbach*, Anwendung der erhitzten Gebläseluft. 1840, p. 31. — *Dingl.*, LXXXVIII, 276. — *Karst.*, Arch. 2. R. XXV, 285.
[11]) Stud. d. Götting. Ver. V. 1.

schweigschen, Gravenhorst[1]) in Westphalen, Siegerland[2]) (Sayn, Lohe, Müsen etc.) u. a.

II. Cokeshohofenbetrieb.

A. Darstellung von weissem Roheisen.

önigin ienhütte. 1) Zur Königin Marienhütte[3]) in Sachsen verschmilzt man eine Gattirung von 20 % Sphärosiderit, 65 % Rotheisenstein und 15 % Brauneisenstein mit 46 % Kalkstein und mit Backcokes, welche 4 % Asche enthalten. Höhe des Ofenschachtes 43 F. engl., des Gestelles $6^1/_2$ F., der Rast 7 F. 5 Z., des obern Schachtes $39^1/_4$ F., Durchmesser der Gicht 5 F., des Kohlensackes $10^2/_3$ F., des Gestelles oben $3^1/_4$ F., unten 2 F., Rastwinkel 63°. Windmenge pro Minute 2000 Cbfs. bei $1^1/_2$ Z. Q. Pr. und $3^1/_2$ Z. Düsendurchmesser. Tägliche Production 113 Ctr. bei 32,7 % Ausbringen und einem Verbrauche von 1,73 Cokes auf 1 Theil Roheisen.

Ougrée 2) Zu Ougrée[4]) in Belgien erzeugt man in ein und demselben Hohofen abwechselnd graues und weisses Eisen durch mehr oder weniger starkes Erhöhen des Erzsatzes. Bleibt man zu lange bei einem hohen Erzsatze, also bei Erzeugung von weissem Eisen stehen, so geräth der Ofen leicht in Unordnung.

ncordia-hütte. 3) Zur Concordiahütte[5]) bei Coblenz findet ein Betrieb auf weisses Roheisen statt.

B. Darstellung von grauem Roheisen.

lgische ütten. 1) In Belgien[6]) verschmilzt man hauptsächlich Brauneisensteine — seltener die weniger gutartigen Rotheisen-

---

[1]) B. u. h. Ztg. 1853, No. 50. — *Karst.*, Arch. 1. R. XVII, 128.

[2]) *Carn.*, preuss. Zeitschr. I, 165. — *Karst.*, Arch. 2. R. VIII. 429. — Verhandlgn. d. naturh. Vereins der preuss. Rheinlande und Westphalens 1851, p. 514. Pharm. Centr. 1854, p. 775.

[3]) B. u. h. Ztg. 1848, p. 17, 97; 1849, p. 10; 1850, p. 221. — *Scheerer*, Met. II, 132.

[4]) *Valerius*, Stabeisenfabrikation, übersetzt v. *Hartmann*. 1845. p. 18.

[5]) Verhandlungen d. naturh. Vereins der preuss. Rheinlande und Westphalen. 1851, p. 508.

[6]) *Valerius*, Roheisenfabrikation, deutsch von *Hartmann*, 1851, p.

steine — mit 35—40 % Eisen im gewaschenen Zustande, wobei ein Zuschlag von 35—40 % und mehr Kalk gegeben wird. Die Hohöfen (Taf. IV, Fig. 62) sind 43—48 Fuss hoch, Kohlensack und Gicht verhalten sich ihrem Flächeninhalt nach wie 1 : 0,25 bis 0,286. Zwei bis vier Düsen führen pro Minute 2880—3636 Cubicfuss Luft von 75—100 ° C. bei einem Düsendurchmesser von 1½—2½ Z. und 5½—7¾ Z. Qu. Pr. zu. Tägliche Production bei weissem Frischroheisen 320 Ctr., bei grauem Gussroheisen 215 Ctr. Der Cokesverbrauch bei beiden Eisensorten beträgt resp. 1,50—1,65 und 2,00—2,40 auf 1 Roheisen.

Oberschlesische Hütten.

2) In Oberschlesien[1]) verhüttet man derbe und mulmige Brauneisensteine (letztere vorherrschend) mit 32—35 % Eisen bei einem Zuschlage von 35 % Kalk. Ein Ofen zu Königshütte von 40 Fuss Höhe, 95 Quadratfuss Kohlensackfläche und 17,1 Quadratfuss Gichtfläche producirt täglich 85 Ctr. Roheisen bei 2250 Cubicfuss Wind pro Minute von 6½ Z. Pr. und 75—100 ° C. Auf 1 Roheisen gehen 2,45—2,84 Kohlen. *Scheerer*[2]) hat eine sehr interessante Vergleichung zwischen dem belgischen und schlesischen Hohofenbetrieb angestellt. Zu Gleiwitz[3]) hat man neuerdings Oefen mit grösseren Dimensionen erbaut (Taf. IV. Fig. 59—61).

Englische Hütten.

3) Die englischen Cokeshohöfen[4]) haben 40—60 F.

473, 498. — B. u. h. Ztg. 1842, p. 540; 1850, p. 532, 784; 1855, p. 196. — *Eck*, in *Karst.* Arch. 1. R. VII, 318; 2. R, XXI, 504; XXIII, 661. — Bgfd. VII, 554; XI, 171.

[1]) *Wachler*, c. l. — Ders. über die Eisenindustrie in Oberschlesien: *Carn.* preuss. Zeitschr. Bd. II, Lief. 3, p. 130. — Vergleichung der schles. und engl. Eisenerzeugung mit der im Erzgebirge. Bd. I, 425; III, 401; V, 25. — *Hartmann's* Vademecum 1854, p. 177. — Selbstkosten des Roheisens in Schottland und in Oberschlesien: *Carn.* preuss. Zeitschr. I. Bd. 2. Lief. p. 61; II. Bd. 3. Lief. p. 279. Oesterr. Zeitschr. 1854, p. 331. B. u. h. Ztg. 1854, p. 207; 1855, p. 187.

[2]) *Scheerer*, Met. II, 126.

[3]) *Carn.*, preuss. Zeitschr. 1853, Lief. 2, p. 158.

[4]) *Valerius*, c. l. 1851, p. 523. — *Eck* und *Chuchul* in *Karst.* Arch. 2. R. XXV, 589. — *Stentz*, in *Carn.* preuss. Zeitschr. 1855, III. Bd. 1. Lief. p. 81; B. u. h. Ztg. 1855, Nr. 35. — *Böhrig*, die Quellen

Höhe, 6—10 F. Gichtweite und 14—19 F. Kohlensackdurchmesser, verschmelzen meist einen in der Steinkohlenformation vorkommenden thonigen Sphärosiderit (Blackband) mit 35—50 % Eisen im gerösteten Zustande Windmenge pro Minute bei 2—3 Düsen 5000—6000 Cbfs. bei 3—6 Z. Pr. und 3—3¾ Düsendurchmesser. Auf 1 Tonne Roheisen gehen in Südwales durchschnittlich 2½—3 Tonnen Cokes, 3 Tonnen ungeröstetes Erz und 1 Tonne Kalkstein, danach auf 1 Roheisen 1,75—2,1 Cokes. Tägliche Production 250—350 Ctnr.

[Französische Hütten.] 4) Die französischen Hohöfen[1]) bieten keine besonderen Eigenthümlichkeiten dar, indem sie meistens nach englischen oder belgischen Mustern gebaut sind. Wichtige Hüttenwerke befinden sich unter anderen zu Creusot[2]), Decazeville[3]), Maubeuge[4]), Fourchambault[5]) etc.

III. Steinkohlen- und Anthracithohöfen.

[Dowlais.] 1) Zu Dowlais[6]) in Südwales verschmilzt man in dreiförmigen Oefen (Taf. IV, Fig. 63) Sphärosiderit aus der Kohlenformation, welcher mit sehr reichem rothen Glaskopf von Cumberland, Schweissofen- und Puddelschlakken und Kalkstein beschickt wird. Bei Zuführung von 3500 Cbfss. Luft pro Minute mit 5—6 Z. Pr. und bei 4 Z. Düsendurchmesser beträgt die tägliche Production 430 Ctnr. Auf 1 Tonne Roheisen verbraucht man 2½ Tonne Steinkohlen.

---

der brittischen Eisenindustrie. Hannover 1854. — *Truran*, the Iron-Manufacture of Great Britain, theoretically and practically considered. 1855.

[1]) B. u. h. Ztg. 1842, p. 80.

[2]) *Karst.*, Arch. 1. R. VII, 303. — B. u. h. Ztg. 1850. Nr. 4. — *Valerius*, c. l. p. 539.

[3]) B. u. h. Ztg. 1844, p. 417; 1845, p. 181.

[4]) *Hartmann*, Fortschr. d. Eisenhüttenkunde, p. 517.

[5]) B. u. h. Ztg. 1845; p. 154.

[6]) *Roehrig*, c. l. — Bgwfd. XVII, 676. — *Karst.*, Arch. 2. R. XXV. 589. — *Hartmann's* Vademecum 1855, p. 164. — B. u. h. Ztg. 1845, p. 481, 977; 1846, p. 226, 987; 1848, p. 5. — *Klocke*, Dowlais Works. Stettin 1850.

Andere wichtige Eisenwerke finden sich in Staffordhire und Northumberland.

Ystalifera

Zu Ystalifera[1]) bei Swansea werden Hohöfen von 0 F. Höhe mit 8 F. hohem, unten $4^1/_2$ F. und oben 6 F. reitem Gestell, 15 F. Kohlensackweite und 10 F. Gichtreite mit Anthracit und kaltem Winde von $7^1/_2$ Z. Pr. nter Anwendung von 4—6 Formen betrieben. Die einachen Gichten bestehen gewöhnlich aus 7 Ctr. Anthracit nd 10 Ctr. geröstetem Erz mit 40 % Eisen. Auf 1 Ctr. Roheisen gehen 2 Ctr. Anthracit bei einer wöchentlichen Production von 1500—1600 Ctr. grauem Gussroheisen.

Schottisch Hütten.

2) In Schottland werden sämmtliche Hohöfen mit rohen Steinkohlen bei Anwendung von heissem Winde und des *Sefström*'schen Principes (p. 77) betrieben, indem man den Wind durch mehrere, bis neun, in die Peripherie des Gestelles gelegte Düsen ausströmen lässt. Die grössten Werke liegen in der Nähe von Glasgow[2]).

Gartsherrie

Auf dem Gartsherrie-Werke verschmilzt man Sphärosiderite mit 30—40 % Eisen in Oefen von 55 F. Höhe, 10 F. Gichtweite und 18 F. Kohlensackdurchmesser. Letzterer liegt 21 F. über dem Sohlstein und von da zieht sich der Schacht wieder bis zum Gestelle auf 7 F. zusammen. Dieses ist $5^1/_2$ F. hoch und 7 F. weit bei einem Rastwinkel von 56—60°. Jeder Ofen hat 8 Formen und producirt täglich 300—400 Ctr. graues Roheisen bei einem Verbrauche von 3,5 Thln. Steinkohlen auf 1 Thl. Roheisen. In 24 Stunden werden etwa 100 Gichten durch gesetzt und aus $2^1/_2$ Ctr. Erz und 1 Ctr. Zuschlag 1 Ctr. Roheisen erhalten.

Calderhütt

Zur Calder Hütte hat man Oefen von 45 F. Höhe, 18 F. Weite im Kohlensack und 9 F. Gichtdurchmesser. Die Gichten bestehen aus 10 Ctr. Kohle, $8^1/_2$ Ctr. gerösteten Eisensteinen und $2^3/_4$ Ctr. Kalkstein, und es gehen

[1]) *Karst.*, Arch. 2. R. XXV. — B. u. h. Ztg. 1850, p. 678; 1858, p. 905.

[2]) *Valerius*, c. l. p. 528. — Bfd. XVII, 725. — B. u. h. Ztg. 1843, p. 845; 1852, p. 99; 1854, p. 144; 1855, p. 278. — *Carn.*, preuss. Zeitschr. Bd. II. Abthlg. B. p. 96: Bd. III. Lief. 1. p. 81. — *Karst.*, Arch. 2. R. XXV, 601.

in 12 Stunden 40—50 Gichten durch. 8—9 enge Düsen liegen in der Peripherie des Gestelles. Man verbraucht auf 1 Ctr. Roheisen 2,6 Ctr. Kohlen, zur Erhitzung des Windes $^1/_2$ Ctr. Kohlen, bringt 45 % Eisen aus und producirt wöchentlich an 2400 Ctr. Roheisen.

[Pennsylvanien.] 3) In Pennsylvanien[1]) sind Anthracitöfen im Gange, welche niedriger als Cokeshohöfen und weiter als Holzkohlenöfen sind. Der Ofen zu Reading hat 36½ F. Höhe, 6 F. Gichtweite, 14 F. Kohlensackdurchm. und 5 F. Durchm. im Gestell bei 5 F. hohem cylindrischen Kohlensack und einem Rastwinkel von 67—68°. Drei Formen liegen 22 Zoll über dem Heerdboden. Man verschmilzt braunen Glaskopf und verbraucht auf 1 Tonne Roheisen 1,83—1,89 Tonnen Erz und 1,14—1,15 Tonnen Kalkstein, so dass auf 1 Theil Roheisen 1,86 Theile Anthracit gehen. Die tägliche Production beträgt 220—230 Ctnr.

II. Abschnitt.

Umschmelzen des Roheisens.

[Zweck.] §. 36. Allgemeines. Das Umschmelzen des Roheisens[2]) kann aus verschiedenen Gründen geschehen, nämlich:

[1]) *Overmann*, manufacture of Iron. 2. edit. p. 179. — *Carn.*, preuss. Zeitschr. 1854, Bd. II, Lief. 3, p. XXII. — B. u. h. Ztg. 1849. p. 314; 1851, Nr. 2; 1852, p. 681. —

[2]) *Hartmann*, Handb. der Eisengiesserei, Freiberg 1847, nebst Ergänzungsheft. 1853. — *Valerius*, Handbuch der Roheisenfabrikation, deutsch von *Hartmann*. 1851, p. 579. — *Karst.*, Eisenhüttenkunde. 3. Aufl. Bd. III. — *Karmarsch*, mechanische Technologie. 1851, I. B. p. 80. — *Busch*, die Organisation und Buchführung des Eisengiesserei- und Maschinenbaubetriebes. Nordhausen 1854.

1) Man ist zu jeder Zeit im Stande, für verschiedene Gusswaaren das dazu passende Eisen auszuwählen, was beim Giessen aus dem Hohofen nicht immer zu erreichen ist;

2) durch das Umschmelzen, namentlich in Flammöfen, kann man das Roheisen verbessern [1]) und deshalb den Gusswaaren eine grössere Vollendung geben. So verlieren z. B. die an Graphit und Kiesel reichen Eisensorten beim Umschmelzen einen Theil dieser Stoffe (Raffiniren des Cokesroheisens);

3) um grosse und schwere Gussstücke, die mehr Roheisen erfordern, als der Heerd des Hohofens halten kann, anfertigen zu können;

4) findet das Umschmelzen wohl an für den Absatz besonders günstig gelegenen Orten statt, wenn wegen Entlegenheit der Erze Hohöfen nicht mit Vortheil betrieben werden können.

Erstes Kapitel.

Schmelzmaterialien.

Roheisen.

§. 37. Roheisen. Die Auswahl des Roheisens zum Umschmelzen richtet sich nach der Beschaffenheit des darzustellenden Gussstücks und dem beim Umschmelzen einzuschlagenden Verfahren, indem die Natur desselben bei jedem Umschmelzen mehr oder weniger verändert wird.

Es sind 3 Umschmelzmethoden gebräuchlich, nämlich das Umschmelzen in Tiegeln, in Schachtöfen (Kupoloöfen) und Flammöfen.

Geeignetes Roheisen für Tiegelschmelzen.

1) Zum Umschmelzen in Tiegeln eignet sich das halbirte und noch besser das bei strengflüssiger Beschikkung in hohen engen Gestellen erblasene graue Eisen, wenn es nicht zu kieselhaltig ist; bei Rohgang erhaltenes Eisen ist dickflüssig und springt, bei leichtflüssiger Be-

---

[1]) *Fairbairn*, über die Wirkungen des Umschmelzens auf die Festigkeit des Roheisens: *Dingl.*, CXXXI, 26. — *Eck*, in B. u. h. Ztg. 1846, Nr. 39; 1847, p. 359.

schickung erblasenes graues sondert leicht Graphit ab. Ganz untauglich ist das weisse körnige bei gaarem, aber mattem Gange im Cokeshohofen erzeugte Roheisen, weil es dickflüssig ist. Zuweilen gattirt man zweckmässig weisses mit grauem Eisen. Beim Tiegelschmelzen erleidet das Roheisen die wenigste Veränderung.

Ein Zusatz von 5—8 % Antimon soll das Eisen zur Giesserei feiner Gegenstände sehr tauglich machen, indem sich die feinsten Eindrücke der Form füllen [1]).

Geeignetes Eisen für den Schachtofen.

2) Zum Umschmelzen in Schachtöfen nimmt man am besten bei einem gaaren Gange erblasenes graues Roheisen, welches bei nicht zu leichtflüssiger Beschickung und bei hohem, engem Gestelle erzeugt ist. Es behält seine Weichheit, wegen der raschen Schmelzung findet, obgleich mit Kohlenstoff in Berührung, keine merkliche Kohlenaufnahme statt, im Gegentheil wird der darin enthaltene Graphit zum Theil abgeschieden, das Eisen wird dichter und feinkörniger, ist nicht geneigt zum Abschrekken und Hartwerden und hinreichend fest.

Bei grossem Siliciumgehalt wird es weniger fest, weshalb das bei Cokes und strengflüssiger Beschickung erblasene graue Roheisen nur für solche Stücke passt, bei denen es weniger auf Festigkeit, als auf Weichheit ankommt. Das bei leichtflüssiger Beschickung und weitem Gestelle erblasene graue Roheisen schreckt sich leicht ab und wird hart. Leichtflüssiges phosphorhaltiges gaares graues Eisen wird bei Cokes weiss und lässt sich nur in hohen Cupoloöfen bei Holzkohlen unverändert umschmelzen. Gewöhnlich gattirt man beim Cupoloofenbetrieb mehrere Sorten Roheisen, um ein Product von bestimmten Eigenschaften zu erhalten. Zur Erzeugung eines Eisens von grosser Festigkeit, Dichtheit und Zähigkeit gattirt man das zu verschmelzende Roheisen mit Schmiedeeisen, z. B. mit Drehspähnen [2]).

---

[1]) *Lampad.*, Fortschritte 1839, p. 188.

[2]) *Stirling's* Patent auf verstärktes Gusseisen: *Dingl.*, CXVII, 307; CXXIX, 212.

3) Zum Umschmelzen in Flammöfen eignet sich am besten das graue, bei strengflüssiger Beschickung und in engem, hohem Gestell erblasene Eisen, wenn es nicht auf grosse Festigkeit ankommt. Ist diese erwünscht, z. B. beim Geschütz- und Walzenguss, so nimmt man ein bei leichtflüssiger Beschickung in hohen engen Gestellen erblasenes und 1 bis 2mal im Flammofen umgeschmolzenes Eisen. Durch öfteres Umschmelzen wird die Qualität des Eisens verbessert; es scheidet sich stets ein Theil Graphit und Silicium ab, das Eisen behält Weichheit, wird aber immer dichter, fester und strengflüssiger.

Geeignetes Eisen für den Flammofen.

Halbirtes und graues Eisen, welches bei leichtflüssiger Beschickung und weitem Gestell erblasen wurde, wird beim Umschmelzen im Flammofen leicht weiss [1]).

§. 38. Brennmaterial. Dieses richtet sich hauptsächlich nach der Schmelzmethode und nach Lokalverhältnissen.

Auswahl des Brennmaterials.

1) Beim Tiegelschmelzen wendet man Holzkohlen und Cokes an, erstere nur in solchen Gegenden, wo das Holz wohlfeil ist. Man braucht zum Umschmelzen von 100 Pfund Roheisen etwa 80 bis 100 Cubicfuss Holzkohlen oder 10 bis 15 Cubicfuss Cokes.

Beim Tiegelschmelzen.

2) Beim Schmelzen in Schachtöfen sind ebenfalls Holzkohlen und Cokes gebräuchlich; unverkohlte Brennmaterialien haben sich nicht bewährt; der Ofengang wird dabei leicht matt, indem die sich entwickelnden Verkohlungsproducte dem Ofen Wärme entziehen [2]).

Beim Schachtofenbetrieb.

Erfahrungsmässig geben Cokes beim Umschmelzen des Roheisens in Cupoloöfen einen weit höheren Effect als Holzkohlen, während beim Hohofenbetrieb der entgegengesetzte Fall stattfindet. Nach *Karsten* ist bei Eisenhohöfen das Effectverhältniss:

---

[1]) Ueber die Eigenschaften eines für die Giesserei tauglichen Eisens, vid. *Karst.*, Eisenh. III. §. 710. — *Leblanc*, III, 342.

[2]) *Karst.*, Eisenhüttenkunde III. §. 735. — *Karst.*, Archiv. 1. R. I, 1; II, 165. — B. u. h. Ztg. 1843. p. 714, 964.

dem Volum nach:

100 Cokes = 250 Holzkohlen,

100 Holzkohlen = 40 Cokes,

dem Gewicht nach:

100 Cokes = 80 Holzkohlen,

100 Holzkohlen = 125 Cokes.

Bei Cupoloöfen mit erhitzter Luft, die für Cokes 5′ hoch und für Holzkohlen 15′ hoch sind, aber

dem Volum nach:

100 Cokes = 450 Holzkohlen,

100 Holzkohlen = 22 1/4 Cokes.

Der Grund, weshalb man in Hohöfen zur Darstellung derselben Roheisenmenge noch einmal so viel Cokes wie Holzkohlen verbraucht, ist p. 49 angeführt. Dass dieses Verhältniss beim Cupoloofen sich umgekehrt stellt, gründet sich auf die verschiedene Dichtigkeit und Brennbarkeit beider Brennmaterialien. Während für den Hohofenbetrieb dasjenige Brennmaterial am vortheilhaftesten ist, welches die Kohlensäure in dem kleinsten Raume in Kohlenoxydgas umwandelt (und dieses thun Holzkohlen, weil sie wegen ihrer Porosität bei geringem Volum eine sehr beträchtliche Oberfläche darbieten), so entsteht beim Cupoloofenbetrieb, wo keine Reduction geschehen soll, der grösste Nutzeffect des Brennmaterials bei vollständiger Umwandlung des durch die Düse eingeblasenen Sauerstoffs in Kohlensäure, weil auf diese Art Brennmaterialverlust und die Bindung latenter Wärme durch Bildung des Kohlenoxydgases vermieden wird. Da nun die dichteren Cokes die gebildete Kohlensäure weniger leicht in Kohlenoxydgas umwandeln, als die porösen Kohlen, so geben erstere eine grössere Hitze, schmelzen also das Eisen rascher, als letztere. Damit stimmt die Zusammensetzung der aus der Gicht entweichenden Cupoloofengase; bei Holzkohlen sind sie reicher an Kohlenoxydgas als bei Cokes [1].

Nach *Karsten* [2]) erfordern 100 Pfund leichtflüssiges

[1]) Bgwksf. VIII, 467.

[2]) *Karsten's* Eisenh. III. §. 729, 755.

Roheisen in hohen Cupoloöfen bis $4\frac{1}{2}$ Cbfss. Nadelholzkohlen (36—46 Pfund), strengflüssiges $5\frac{1}{2}$—6 Cbfss. (55 bis 60 Pfund), bei niedrigen Oefen bis 7 Cbfss; 100 Pfund Roheisen aber 1,5 Cbfss. Cokes à 31,7 Pfund = 47,6 Pfund, oder durchschnittlich 100 Pfund Roheisen

dem Volum nach 2,75 Cbfss. Holzkohlen,
0,66 „ Cokes,
dem Gewicht nach 28 Pfund Holzkohlen,
24 „ Cokes.

Beim Flammofenbetrieb.

3) Zum Umschmelzen des Roheisens in Flammöfen ist die Steinkohle das Hauptbrennmaterial, und besonders die gute Sinterkohle. Ausserdem wendet man wohl noch Holz und gedarrten Torf an [1]).

Nach *Karsten* [2]) erfordern 100 Pfund Eisen zum Umschmelzen, je nach seiner Strengflüssigkeit und dem Aschengehalt des Brennmaterials, 40—80 Pfund Steinkohle oder 6,5 Cbfss. à 20 Pfund = 130 Pfund Nadelholz oder $4\frac{1}{3}$ Cbfss. = 185 Pfund gedarrten schwarzen Torf, oder durchschnittlich erfordern 100 Pfund Roheisen

dem Volum nach 6,5 Cbfss. Holz,
1 „ Steinkohlen,
dem Gewicht nach 130 Pfund Holz,
50 „ Steinkohlen.

Zweites Kapitel.

Schmelzvorrichtungen.

Schmelzapparate.

§. 39. Schmelzapparate. Man wendet 3 verschiedene Arten an:

Tiegel.

1) Tiegel aus feuerfestem Thon oder Graphit, welche in Gefässöfen mit natürlichem Luftzug oder bei Zuführung von Gebläseluft erhitzt werden (Bd. I. p. 181). In Oefen

[1]) B. u. h. Ztg. 1843. p. 765.
[2]) *Karst.*, Eisenhüttenkde. §. 753. 755.

von letzterer Einrichtung lässt sich schneller eine höhere Temperatur hervorbringen, als in ersteren.

Man setzt entweder mehrere Tiegel oder nur einen ein; im letzteren Falle wird das Brennmaterial besser zusammengehalten.

Der Tiegelguss wird besonders nur zur Anfertigung kleiner Gegenstände, Maschinentheile, Knöpfe, Verzierungen etc. angewandt, bei denen es auf Schärfe und Sauberkeit des Gusses ankommt und die wegen der Mühsamkeit beim Einformen theuer bezahlt werden. Derselbe ist zwar sehr einfach und erfordert wenig Vorrichtungen, ist aber auch kostbar in Rücksicht des Betriebes wegen Unterhaltung der Tiegel und eines grossen Consums an Brennmaterial [1]).

[Sch]achtöfen. 2) Schachtöfen. Man unterscheidet folgende Arten:

[T]ragbare [Sch]achtöfen. a) Tragbare Schachtöfen [2]) von 16—24" Höhe und 6—9" Durchmesser mit Handblasebalgvorrichtung, früher in Frankreich gebräuchlich.

[S]turzöfen. b) Senk- oder Sturzöfen [3]), mehr oder weniger hohe Schachtöfen, welche mit 2 Zapfen in eisernen Lagern ruhen und durch eine Hebelvorrichtung geneigt werden können. Die Stichöffnung liegt in der Höhe der Formen und sobald man flüssiges Eisen ablassen will, muss der Ofen geneigt werden. Dieses Verfahren, jetzt wohl kaum noch im Gebrauche, steht dem gegenwärtig allgemein angewandten, das Eisen von dem tiefsten Punkt eines feststehenden Schachtofens (Cupoloofens) durch eine Stichöffnung abzulassen, weit nach, indem zum Stürzen eigene Vorrichtungen und Kräfte erfordert werden und der Betrieb dabei jedesmal unterbrochen wird.

[Cu]poloöfen. c) Cupoloöfen [4]), sind feststehende, zuweilen auch auf Schienen bewegliche Schachtöfen mit einer Abstichöffnung am tiefsten Punkt, oder mit einem Schöpf-

---

1) *Karsten's* Eisenhüttenkunde. Bd. III. §. 720. — *Leblanc*, III, 29. — Bgwfd. VII, 153.

2) *Karst.*, c. l. Bd. III. §. 722.

3) *Karst.*, c. l. Bd. III. §. 723, 724.

4) *Karst.*, c. l. Bd. III. §. 725. — *Leblanc*, III. 355.

heerd versehen. Der Schacht ist aus feuerfesten Steinen aufgemauert oder aus feuerfestem Sande (Masse) aufgestampft und gewöhnlich mit einem eisernen (runden, 6eckigen etc.) Mantel versehen. Bei Anwendung von feuerfesten Steinen kommen zwischen Mantel und Kernschacht schlechte Wärmeleiter (Asche, Schutt, Ziegelstücke etc.). Die Schachtform ist gewöhnlich cylindrisch oder bauchig; will man viel Eisen halten, so erweitert sich der Ofen wohl unter der Form, was aber bei gleichzeitiger Anwendung eines Schöpfheerdes weniger rathsam ist. Den Schmelzraum führt man anstatt aus feuerfesten Steinen auch wohl aus Masse auf, und gibt den Oefen zuweilen eine kleine Rast. Die Dimensionen derselben richten sich hauptsächlich nach der Beschaffenheit des Brennmaterials; bei Cokes variirt die Höhe zwischen 4—8′, bei Holzkohlen zwischen 8—15′.

Die Weite der Schächte richtet sich nach dem Brennmaterial, der Stärke des Windes, der Anzahl der Formen etc. und beträgt 18—26″. Die Formen, gewöhnlich aus Gusseisen oder Thon bestehend, liegen bei starkem Gebläse und festen Cokes gewöhnlich 20—22″, bei schwachem Gebläse und Holzkohlen 12 bis 15″ über dem Boden; zweckmässig richtet man in vertikaler Richtung mehrere Formen übereinander vor, um, wenn eine beträchtliche Menge Eisen im Heerd gehalten werden soll, die Düse höher legen zu können. Hat sich der Heerd einmal mit Eisen gefüllt, so ist durch Höherlegen der Form ein Mattwerden des Eisens nicht zu befürchten. Die nicht in Gebrauch stehenden Formöffnungen werden mit Thon geschlossen (Bd. I, Taf. II, Fig. 43—45. Bd. III, Taf. V, Fig. 84—87).

Sehr zweckmässig sind die Cupoloöfen in der Berliner Eisengiesserei in Bezug auf die nach dem *Sefström*'schen Princip eingerichtete Windzuführung construirt [1]).

Zintgraff [2]) hat einen Zugcupoloofen empfohlen.

---

[1]) Bgwfd. VIII, 192. — *Leblanc*, III, 44.

[2]) Bgwfd. XI, 681. — B. u. h. Ztg. 1848, p. 49.

In Schlesien[1]) hat man ein beschleunigtes Einschmelzen des Roheisens, einen geringeren Cokesverbrauch und einen mindern Eisenabgang erreicht durch Einführung von erhitztem Winde, die *Schmahel'*sche Verbesserung der Windzuführung nach *Sefström'*scher Art und jetzt auch noch durch die Anwendung der *Norris'*schen Construction mit grösseren Schachtdimensionen bei konischer Erweiterung nach oben und spiralförmig steigender Windführung. Während sich früher der Cupoloofenschacht um 3″ nach oben verengte, so sind die jetzigen Schächte vom Boden aus auf 5¾′ und 4′ 7″ Höhe mit 28 und resp. 24″ Durchm. aufgeführt, erweitern sich von da ab trichterförmig bei einer Höhe von 3′ und 2′ 7″ und einer Weite von 3′ und 2¾′. Die früher in einer Ebene liegenden 6 Formen laufen jetzt schneckenförmig um die Peripherie des Ofens, so dass der Windstrom in verschiedenen Höhen die Schmelzsäule trifft. Die schnelle Vorbereitung der aufgegebenen Gichten bei rasch zunehmender Hitze gestattet einen sehr raschen Niedergang derselben und gibt ein sehr flüssiges Eisen. Nothwendige Bedingung ist ein sehr feuerfestes Schachtfutter, welches man aber zeither noch nicht hat erreichen können, da der angewandte Quarzschiefer nicht ausreicht. In einem Ofen von 6′ Gichtweite können 80—100 Ctr. flüssiges Eisen gehalten und in wenigen Stunden 200—300 Ctr. geschmolzen werden.

Der Cupoloofen passt zum Umschmelzen für jede Art Gusseisen, erfordert zwar etwas kostbare Anlagen, kann aber unter den auf p. 159 angeführten Umständen sehr vortheilhaft sein. Der Cupoloofenbetrieb hat vor dem Flammofenbetrieb den Vorzug, dass er fast zu jeder Zeit flüssiges Eisen liefert, während das im Flammofen umgeschmolzene Eisen mit einem Male vergossen werden muss. Wegen der unmittelbaren Berührung des Brennmaterials mit dem Roheisen gestatten die Cupoloöfen eine bessere Ausnutzung des Brennmaterials, sind aber nur

---

1) B. u. h. Ztg. 1855, p. 170, 187.

dann anwendbar, wenn die Qualität des Brennmaterials eine solche Berührung gestattet.

Eisenhohö

d) Eisenhohöfen. Das auf den Hüttenwerken resultirende Abfalleisen schmilzt man zuweilen im Hohofen, ohne Veränderung des Erzsatzes, in Quantitäten von 10 bis 20 Pfund pro Gicht mit durch.

Flammöfe

3) Flammöfen[1]) (Taf. V, Fig. 91, 92) von gewöhnlicher Construction; der Heerd ruht theils auf einem Gewölbe, theils auf eisernen Platten; das Ofengewölbe senkt sich in der Nähe des Fuchses bedeutend nach dem Heerde zu, um dort die Hitze zu concentriren. Der geneigte Heerd ist entweder am tiefsten Punkte mit einem Sumpfe versehen, aus welchem das Eisen abgestochen oder geschöpft werden kann, oder es ist kein Sumpf vorhanden, in welchem Falle das Eisen nicht geschöpft, sondern nur abgestochen zu werden pflegt. Der Heerd wird aus einem Gemenge von Quarzsand und feuerfestem Thon geschlagen. Die Lage des Rostes muss der Luft den ungehinderten Zutritt gestatten, weshalb man solche Flammöfen nicht selten ganz im Freien erbaut. Der nöthige Luftzug wird entweder durch eine Esse oder durch ein Gebläse erzeugt. Letzteres, seltener und dann gewöhnlich ein Ventilator, saugt die heissen gasförmigen Producte aus einem niedrigen Essenschacht, führt sie in die Luft und ersetzt so die Esse. Die Dimensionen müssen so bestimmt sein, dass sich in der kürzesten Zeit die höchste Temperatur hervorbringen lässt, weil sonst das Eisen bei längerem Verweilen im heissglühenden Zustande nach dem Flüssigwerden weniger zur Giesserei geeignet ist. Es oxydirt sich dabei leicht und hinterlässt dann unschmelzbare Massen (Schaleneisen).

Man hat auch mit Gasfeuerung vorgerichtete Flammöfen, z. B. in Oberschlesien[2]).

---

[1]) *Karst.*, Arch. 1. R. II. a. 141. — *Karst.*, Eisenhkde. III, §. 737. — *Leblanc*, III. 367.

[2]) *Karst.*, Archiv. 2. R. XXI, 512. — B. u. h. Ztg. 1846, Nr. 39; 1847, p. 359. — *Bischof*, über den grossen Werth des Weisseisens für die Giesserei: Bgwfd. XII, Nr. 1. — B. u. h. Ztg. 1847, p. 814.

Ein Flammofen mit gewöhnlicher Feuerung (Taf. VI, Fig. 91, 92) besteht aus folgenden Theilen: *a* Säulen mit Fussplatten *d*, mit Sohlplatte *c* und mit aufgelegter Tragplatte *b*, auf welcher die Esse ruht; *e* Mantel von gusseisernen Platten; *f* gusseiserne Ankerplatten; *g* Anker; *h* Gewölbe aus feuerfestem Thon; *i* Schürloch; *k* Rost; *l* Feuerbrücke; *m* Einsetzöffnung, durch eine Thür *o* verschliessbar, unter welcher sich eine Stichöffnung befindet, durch die die letzten Rückstände des Roheisens aus dem Heerde abgelassen werden können; *r* eine zweite Oeffnung zum Ablassen des geschmolzenen Roheisens, wobei die Stichöffnung *s* in dem Sanddamme *u* angebracht wird; *t* gusseiserne Platte, gegen welche der Sand angeschüttet ist; *x* Heerd, aus Quarzsand bestehend; *y* Schlackenausfüllung; *z* Abzugcanäle; *y'* Winkelplatten zum Tragen der Steinmauer über dem Roste.

Die Flammöfen sind zum Abguss sehr schwerer und grosser Sachen unentbehrlich, namentlich solcher, die eine grosse Dichtigkeit, Festigkeit und Härte verlangen.

Der Flammofenbetrieb ist besonders dann vortheilhaft, wenn er ohne bedeutende Unterbrechung fortgehen kann.

§. 40. Gebläse, Winderhitzungsapparate etc.

Gebläse. Im Allgemeinen eignen sich für Cupoloöfen dieselben Gebläsevorrichtungen als für Hohöfen, doch reichen oft wegen der erforderlichen weniger starken Windpressung schwächere Gebläse aus, z. B. Ventilatoren. Diese, namentlich solche mit Schmiervorrichtung durch die hohle Welle, haben sich in England ausgezeichnet bewährt, indem der schwache Wind, der bei 5—7 Formen von grösserem Durchmesser in grosser Menge eingeführt wird, auf die Verminderung des Kohlenverbrauchs und des Eisenabganges günstig eingewirkt haben soll. Bei Flammöfen mit Gebläse sind Ventilatoren am zweckmässigsten.

Die Anwendung der erhitzten Luft[1]) beim Cupolo-

— *Brand*, über die Anwendung des im Gasflammenofen gereinigten Roheisens zur Eisengiesserei: *Karst.*, Arch. 2. R. XXI, 512

[1]) *Karst.*, Arch. 2. R. IX, 217; XI, 198.

ofenbetriebe hat in Bezug auf Brennmaterialersparung, Eisenproduction und Schmelzabgang Vortheile herbeigeführt. Bei Holzkohlen hat man zum Umschmelzen derselben Menge Roheisen den dritten Theil derjenigen Quantität Holzkohlen erspart, die früher bei kaltem Winde erforderlich war, bei Cokes sogar die Hälfte; der Eisenabgang vermindert sich von 9—10 % auf 5 %. Bei heisser Luft resultirt ein hitzigeres, dichteres Eisen; Bruch- und Wascheisen lässt sich ohne alle Gefahr umschmelzen, die Arbeiten im Heerde sind bequemer, indem sich weniger leicht Ansätze bilden, die Schlacke ist hitziger, die Gichtflamme lebhafter und die Form sehr hell. Man erhitzt den Wind gewöhnlich nicht stärker als 150—200 ° R. und pflegt die Winderhitzungsapparate [1]) (Bd. I, p. 201) über oder neben die Gichtmündung zu legen, so dass sie von der Gichtflamme erhitzt werden (Taf. V, Fig. 85, 86; Taf. VI, Fig. 93, 95).

Winderhitzungsapparat

In letzterer Abbildung, welche die Vorrichtung zur Erhitzung der Gebläseluft bei einem Cupoloofen zur Saynerhütte [2]) darstellt, sind *A* und *B* gusseiserne Kästen, durch 12 Scheidewände (Fig. 94) in eben so viel besondere Räume geschieden, welche durch vertikale Röhren mit einander in Verbindung gesetzt sind, so wie auch abwechselnd je zwei Räume in den Kästen *A* und *B*. Die bei *d* eintretende kalte Gebläseluft passirt auf- und absteigend die von der Gichtflamme erhitzten Kästen und Röhren und gelangt im erhitzten Zustande durch *b* in den Ofen; *c* Ansatzröhre; *g* Ständer, mittelst welcher der Apparat auf der Gichtplatte *f* des Cupoloofens ruht.

Cabrol erhitzt die Luft in einem verschlossenen Heerde direct durch brennende Steinkohlen, wodurch viel Brennmaterial und die leicht zerstörbaren eisernen Röhren erspart werden und die Luft Kohlenoxydgas aufnimmt.

Wright und *Brown* [3]) erhitzen den Wind dadurch, dass sie in dem Ofen eine Masse geschmolzenen Metalls

---

[1]) *Karsten's*, Eisenhüttenkde. III, §. 736, p. 339.
[2]) *Karst.*, Arch. 2. R. IX, 217.
[3]) Polyt. Centr. 1855, p. 429.

sich ansammeln und den Wind vor seinem Eintritt in den Schachtraum darüber weggehen lassen.

Unter Umständen ist es vortheilhafter, kalten Wind, namentlich bei Cokes, anzuwenden, wenn behuf der Giesserei das Eisen nicht zu grau werden soll [1]). Aus diesem Grunde wird z. B. dem Lerbacher Cokescupoloofen kalte, dem Holzkohlencupoloofen heisse Luft von 130—160 ° R. zugeführt.

Die Anwendung der heissen Luft bei Flammöfen [2]) hat zu keiner Brennmaterialersparung geführt.

ressung. Während beim Eisenhohofen eine starke Windpressung erforderlich ist, so ist eine solche für den Cupoloofen nicht angemessen, weil der Wind zu schnell aufsteigt und ein Verbrennen der Kohlen im obern Schachttheil veranlasst [3]). Deshalb wendet man bei Cupoloöfen gewöhnlich weite Düsen an, und es ist sehr zweckmässig, mehrere Formen in einem Niveau (Taf. VI, Fig. 89, 90) oder auch schneckenförmig über einander (p. 166) anzubringen.

6—8′ hohe Cokescupoloöfen erfordern pro Minute 5—600 Cubicfuss, 15—20′ hohe Holzkohlencupoloöfen pro Minute 250—300 Cubicfuss Luft.

Der Lerbacher Cokescupoloofen erhält bei 5″ Düsendurchmesser und 5—6 Loth Pressung 600 Cubicfuss kalten Wind, der Holzkohlencupoloofen (Bd. I, Taf. III, Fig. 43, 44, 45; Bd. III, Taf. V, Fig. 84—86) 395—425 Cbfss. Luft von 130—160 ° R. bei 2″ 9‴ Düsendurchmesser und 31—33 Loth Pressung.

---

1) Ueber Anwendung der heissen Luft bei Cupoloöfen, vid. *Merbach*, Anwendung der erwärmten Gebläseluft. 1840, p. 64. — *Karst.*, Archiv IX, 217; XI, 198. — *Karst.*, Eisenhkde. III, §. 733. — Bgwfd. III, 145; IV, 104. — Studien des Göttinger Vereins IV, 65.

2) *Karst.*, Eisenhkde. III. §. 751.

3) Bgwfd. IV, 414.

Drittes Kapitel.

Tiegelgiesserei, Cupoloofen- und Flammofenbetrieb.

Verfahren.

§. 41. Tiegelgiesserei. Es kommt dabei hauptsächlich auf das Hervorbringen einer so hohen Temperatur an, dass das Roheisen völlig dünnflüssig wird und noch so viel Hitzigkeit besitzt, dass es durch die beim Ausheben des Tiegels nicht zu vermeidende Abkühlung nicht zu matt wird. Um die Verschlackung von Eisen durch Luft und die Verunreinigung durch hineinfallende Cokes zu vermeiden, werden die Tiegel entweder mit Tiegelscherben bedeckt oder mit einer Kohlenstaubdecke versehen.

Je länger das Einschmelzen dauert und je vollständiger der Luftzutritt ist, desto mehr Abgang durch Verschlackung findet statt. Er kann unter solchen Umständen 25—33 % und mehr betragen, wobei aber der Verlust durch Verzetteln und durch die Eingüsse mitgerechnet ist. Durch blosses Verschlacken entstehen höchstens 5 % Verlust.

Theorie.

§. 42. Cupoloofenbetrieb. Die Theorie dieses Prozesses ist sehr einfach. Vor der Form bildet sich durch Verbrennung des Brennmaterials hauptsächlich Kohlensäure, und die dabei erzeugte hohe Temperatur dient dann zum Einschmelzen des Roheisens. Da bei Erzeugung von Kohlensäure eine weit höhere Temperatur entsteht (2458 °C), als bei Bildung von Kohlenoxydgas (1310 °C) und bei Umwandlung der Kohlensäure durch glühende Kohlen in Kohlenoxydgas eine bedeutende Menge Wärme gebunden, also die Temperatur im Schmelzraum erniedrigt wird, so muss dasjenige Brennmaterial den besten Effect geben, welches zu Kohlensäure verbrennt und wenig geneigt ist, die Kohlensäure in Kohlenoxydgas umzuwandeln. Als solches stehen die dichten Cokes vor den Holzkohlen im Vortheil, wie bereits p. 161 ausgeführt ist.

Verfahren.

Nach dem Abwärmen des Ofens füllt man denselben mit Brennmaterial, lässt das Gebläse langsam an, gibt anfangs kleine Eisensätze und erhöht diese allmählig bis

aufs Maximum. Kohlen und Cokes gibt man gewöhnlich dem Volum nach, Eisen in Stücken dem Gewichte nach auf, indem man bei den niedrigen Cokesöfen auf einer kleinen Treppe, bei den höheren Holzkohlenöfen aber auf einem eigenen Gerüste zur Gicht gelangt. Bei Anwendung von Cokes gibt man zweckmässig einen Kalkzuschlag von etwa 5% zur leichteren Verschlackung der im Brennmaterial enthaltenen erdigen Bestandtheile. In solchem Falle bringt man im Ofen ein Schlackenloch der Düse gegenüber und mit dieser in einem Niveau an. Dieses in England allgemein gebräuchliche Verfahren gibt die besten Resultate.

Die vorkommenden Arbeiten bestehen im Aufgeben der Gichten, in der Reinigung der Form und des Heerdes, und im Abstehen oder Ausschöpfen des Eisens.

Zur Veränderung des Ofenganges bricht man je nach den Umständen an Eisensatz ab oder erhöht ihn, verstärkt, vermindert oder erhitzt den Wind höher etc.

Man schmilzt gewöhnlich nur bei Tage und lässt dann entweder die Schmelzsäule ganz niedergehen oder man dämpft den Ofen durch Verschliessung aller Oeffnungen und beginnt am folgenden Morgen den Betrieb wieder. Ein gutes Schachtfutter hält 4 bis 5 Wochen. Der Abgang beim Umschmelzen, je nach der Qualität des Roheisens, des Brennmaterials und dem Ofengang verschieden, beträgt 3—5½%, im ungünstigsten Falle 12, 15—25%.

ducte. Man erhält bei diesem Umschmelzen nachstehende Producte:

1) Umgeschmolzenes Roheisen, dessen Beschaffenheit von der Natur des angewandten Roheisens abhängt.

2) Schlacken, erzeugen sich hauptsächlich bei aschenreichem Brennmaterial und enthalten mit mechanischen Ansätzen verunreinigtes Eisen.

3) Cupoloofengase [1]), enthalten weniger Kohlenoxydgas als Hohofengase aus den bei der Theorie des Cupoloofenbetriebs angeführten Gründen, und zwar geben

[1]) Analysen: Bgwfd. VIII, 467. — Verwendung der Gase: B. u. h. Ztg. 1852, p. 261; 1855, p. 177.

Cokes am wenigsten kohlenoxydhaltige Gase. Ihre Anwendung zur Erhitzung anderer Körper wird weniger darauf hinausgehen, sie durch Luftzutritt zu verbrennen, als die hohe Wärme nutzbar zu machen, mit welcher die glühenden Gase der Gicht entströmen.

Beispiele

Zu Malapane in Oberschlesien erhält man von 100 Ctr. Roheisen 93 Ctr. an Gusswaaren und Brucheisen mit $^3/_{22}$ Tonne = 0,97 Cbfss. Cokes.

Zu Gleiwitz[1]) gehen auf 100 Ctr. Gusswaaren 191 Ctr. Roheisen und 10 Tonnen Cokes. Man schmilzt in einem Ofen täglich etwa 163 Ctr. durch.

In der Königl. Eisengiesserei zu Berlin findet ein Abgang von 8,9 % statt, und es gehen auf 1 Ctr. Gusswaaren 0,51 Scheffel Cokes.

Zur Königshütte am Harze verschmilzt man in einem 13′ hohen, an der Gicht 14″, in der Formhöhe 22″ und am Boden 20″ weiten Cupoloofen mit bis 180—190° C erhitztem Winde in 12 Stunden 70—80 Einsätze, davon jeder durchschnittlich 80 Pfd. beträgt und auf 20 Pfd. Buchenkohlen gesetzt wird. Der Schmelzverlust auf 100 Pfd. eingeschmolzenes Roheisen beträgt 2,66 % und auf 100 Pfd. erzeugte Gusswaaren 5,01 %.

Zu Lerbach am Harze beginnt man im Holzkohlencupoloofen (Taf. V, Fig. 84—86.) bei einem Kohlensatze von $2^1/_2$ Cbfss. = 33 Pfd. mit 50pfündigen Eisengichten und steigert dieselben allmählig auf 100 Pfd. Bei einer Windtemperatur von 225° R beträgt der Eisenabbrand etwa 1,3 %.

Zur Saynerhütte[2]) findet Cupoloofenbetrieb mit erhitzter Luft statt.

Verfahre

§. 43. Flammofenbetrieb. Das umzuschmelzende Roheisen (gewöhnlich Cokesroheisen) muss möglichst in gleich grossen, nicht zu dicken und nicht zu dünnen Stücken vorhanden sein, jedoch werden solche Stücke, welche wegen ihrer Grösse nicht im Cupoloofen verarbeitet werden können, im Flammofen umgeschmolzen. Man

---

[1]) B. u. h. Ztg. 1851, p. 337.

[2]) *Karst.*, Arch. 2. R. IX, 217.

legt bei Sumpföfen (p. 167) das Eisen der Brücke möglichst nahe, und zwar dünne Stücke und leichtflüssiges Eisen unten hin, wenn man verschiedene Sorten gleichzeitig einzuschmelzen hat; bei Oefen ohne Sumpf wird das Eisen gleichmässig auf dem Heerd vertheilt. Dasselbe muss rasch in den stark glühenden Ofen eingetragen und möglichst schnell bei geschlossener Eintragöffnung bei öfterem Schüren eingeschmolzen werden. Je schneller es schmilzt, desto weniger wird sein Kohlenstoffgehalt vermindert.

Nach geschehener Schmelzung wird bei geschlossener Essenklappe das Eisen abgestochen, das Schaleneisen ausgeräumt, der Heerd geebnet und der Ofen von Neuem besetzt.

Das im Flammofen umgeschmolzene gereinigte Eisen zeigt eine besondere Festigkeit und liefert ein ausgezeichnetes Material für den Geschützguss [1]).

[B]eispiele. Der Eisenverlust, nach der Beschaffenheit des Eisens, der Hitzkraft des Ofens etc. variabel, beträgt 3—10%.

Zu Gleiwitz [2]) gehen auf 100 Ctr. Gusswaaren 15 Tonnen Steinkohlen und 152 Ctr. Roheisen. Der Gasflammofen dient fast nur zur Darstellung eines zum Walzenguss geeigneten Materials. Man erhält darin 90,2% Gusswaaren. In der Königl. Eisengiesserei zu Berlin beträgt der Eisenabgang 11,98% und der Steinkohlenverbrauch 1,1 Scheffel auf 1 Ctr. Gusswaaren.

III. Abschnitt.

Giesserei und Förmerei.

[Defi]nitionen. §. 44. Allgemeines. Man pflegt unter Giesserei [3]) die Kenntniss von der zweckmässigsten Einrichtung der

[1]) Kanonengiesserei zu Lüttich in *Dingl.* CXXIX, 313.

[2]) *Karsten's*, Archiv. 2. R. XXI, 512. — B. u. h. Ztg. 1846, No. 49. 1847, p. 359.

[3]) *Hartmann*, Handbuch der Eisengiesserei. Freiberg 1847. — *Valerius*, Roheisenfabrikation, deutsch von *Hartmann* 1851, p. 579.

Formen und der für die verschiedenen Gusswaaren am besten passenden Eisensorten und ihre Darstellung durch Umschmelzen des Hohofenroheisens zu verstehen, während die Förmerei, als ein Theil der Giesserei, die Anfertigung der Formen für jeden gegebenen Gegenstand lehrt.

Die Kunst des Förmers besteht darin, in gehörig zubereiteten, weiter unten zu erwähnenden Materialien einen hohlen Raum (Form) zu bilden, der die Gestalt der darzustellenden Gusswaare hat, und diesen mit flüssigem Eisen auszufüllen. Letzteres kann auf dreierlei Weise geschehen, entweder dadurch, dass man das flüssige Eisen durch Rinnen aus dem Schmelzofen in die Formen laufen lässt oder dasselbe in Pfannen absticht oder mit Giesskellen ausschöpft und diese zur Form trägt. Erstere Methode ist hauptsächlich beim Abguss grosser Gegenstände und bei der Heerdförmerei gebräuchlich, letztere bei kleineren Sachen [1]).

Bernard [2]) will dadurch ganz besonders scharfe Abgüsse erhalten haben, dass er die Formen möglichst luftleer macht.

Erstes Kapitel.

Materialien zur Förmerei.

Beschaffen der Formmassen

§. 45. Formmassen. Die richtige Beschaffenheit der Formmasse ist für die Giesserei von grosser Wichtigkeit, und wird dieselbe je nach der Qualität des zu erzeugenden Gussstücks verschiedene Eigenschaften haben müssen. Hauptanforderungen, welche man an ein gutes Formmaterial stellt, sind: dass es bei der Temperatur des flüssigen Roheisens unschmelzbar ist, beim Gusse keine

— *Karmarsch*, mechanische Technologie 1851. I. Bd., p. 77. — *Karsten's* Eisenhüttenkunde. 3. Aufl. Bd. III. §. 756. — *Martius*, zur Geschichte der Eisengiesserei. *Karst.*, Arch. 1. R. IX, 491.

1) *Karsten*, Eisenhüttenkunde III, §. 756—833.

2) *Dingl.*, CXXXI, 434.

Gase entwickelt [1]), oder diesen doch wenigstens freien Abzug gestattet, weil sonst der Guss blasig wird. Als solche Materialien sind gebräuchlich:

msand. 1) Sand. Am besten ist der aus zerfallenem Sandstein gebildete Sand, welcher, frei von lettigen Beimengungen, sich ganz mager anfühlt, mit Wasser angefeuchtet aber hinreichende Bindekraft hat. Mergelartige, bituminöse, vegetabilische Beimengungen veranlassen leicht ein Anbrennen desselben am Gussstück und ein Ablösen von der Form. Der reine Flusssand besitzt keine Bindekraft, thoniger Sand gestattet den Gasarten keinen ungehinderten Abzug. Wo ein natürlicher guter Sand fehlt, muss man ihn künstlich aus reinen Sandkörnchen und geschlämmtem Thon herstellen.

Elsner [2]) hat die Zusammensetzung von verschiedenen guten Formsanden angegeben und empfiehlt folgende künstliche Composition:

93 Quarzsand (feinen Streusand), 2 Eisenoxyd (rothen Ocher) und 5 möglichst kalkfreien Thon.

Nach *Avery* [3]) gibt eine Mischung von 9 Theilen gewöhnlichem feinem Sand und 1 Theil blauem Thon die beste Masse für Eisenformen.

Nach *Karmarsch* [4]) enthält magerer Formsand etwa $92\ \ddot{Si}$, $5\frac{1}{2}\ \bar{Al}$, $2-2\frac{1}{2}\ \bar{Fe}$, $0-\frac{1}{2}\ Ca\ \ddot{C}$; fetter hingegen $80-93\ \ddot{Si}$, $6-11\frac{1}{2}\ \bar{Al}$, $1\frac{1}{4}-5\frac{1}{2}\ \bar{Fe}$, $0-3\frac{3}{4}\ Ca\ \ddot{C}$.

Der Kalkgehalt ist ohne Zweifel im Formsande unwesentlich, bei einigem Belange sogar wohl schädlich, indem er denselben schmelzbar und an dem Gussstück haften macht.

Die Vorbereitung des Sandes besteht in einem Zerkleinen (durch Menschenhände oder durch ein Walz- oder Pochwerk,) und Sieben. Gewöhnlich wird der magere Sand im feuchten Zustande bei kleineren Sachen verar-

[1]) Bgwfd. IV, 170.
[2]) Bgwfd. IX, 559. — Analysen von Formsand: B. u. h. Ztg. 1845, p. 985. Oestr. Zeitschr. 1853, p. 403.
[3]) B. u. h. Ztg. 1852, p. 168.
[4]) *Karmarsch*, mechanische Technologie Bd. I, p. 83 (1851.)

beitet, weil er scharfe, rasch anzufertigende Formen gibt und bei seiner Lockerheit den Gasen freien Abzug gestattet.

Masse. 2) Masse, fetter Sand, der entweder natürlich vorkommt oder aus magerem Sand und Thon zusammengesetzt wird. Derselbe wird besonders beim Abformen von grösseren Gegenständen angewandt, wo magerer Sand nicht stehen würde, und zwar muss die Masse um so fetter sein, je grösser das Gussstück, je stärker also der Druck des flüssigen Eisens ist. Weil die Masse fest gestampft wird, müssen die Formen sorgfältig getrocknet werden, um alle Feuchtigkeit auszutreiben. Ausserdem muss man noch Feuchtigkeitskanäle (Windpfeifen) im soliden Theil der Form anbringen.

Die Engländer *Hoby* und *Kinniburgh*[1]) brennen die aus feuerfestem Thon und $^1/_5$ Sand hergestellten Formen stark.

Lehm. 3) Lehm. Seine Zubereitung muss sehr sorgfältig geschehen. Gewöhnlich wird er gesiebt, mit Wasser angefeuchtet und durchgeschlagen, bis er fein und ganz steif ist, und dann zur Auflockerung mit trockenem Mist, kurz geschnittenem Stroh, Haaren etc. durch Treten mit den Füssen gemengt. Durch maschinelle Vorrichtungen wird dieser Zweck noch besser erreicht.

Gusseisen. 4) Gusseisen. Kommt es auf eine oberflächliche Härtung des Gussstücks an, so bedient man sich stark wärmeleitender Formen (Coquillen) aus Gusseisen (Schaalenguss)[2]). *Bentall*[3]) macht die Wände der Formen hohl und lässt in denselben kalte Luft oder Wasser circuliren, wodurch der Zweck des Schaalengusses vollständiger erreicht wird.

Kohlenstaub. 5) Kohlenstaub, wird theils zum Bepudern der Formen, theils zur Versetzung des Sandes bei der Heerdförmerei benutzt, um diesem mehr Lockerheit zu geben; gleichzeitig wird die wärmeleitende Eigenschaft des Sandes

[1]) *Dingl.*, CXXXI, 432.
[2]) B. u. h. Ztg. 1848, p. 8; 1853, p. 126. — *Dingl.*, CXXVII, 47.
[3]) *Dingl.*, CXXXI, 434.

vermindert. *Rouy*[1]) empfiehlt statt des Kohlenstaubes zum Pudern Kartoffelstärke.

Die Zerkleinerung der Kohle zu diesem Behuf geschieht zwischen Mühlsteinen, unter Pochstempeln oder in Trommeln, die sich um ihre Axe drehen und in denen Kugeln sich bewegen[2]).

sitionen. §. 46. Modelle und Kerne. Die hohlen Räume der Formen werden entweder durch Eindrücken in den Formsand etc. und nachheriges Herausnehmen von Modellen, welche die Gestalt des abzugiessenden Körpers besitzen, erhalten, oder der Förmer muss sie selbst durch die Formmasse bilden. Zuweilen muss die Form da ausgefüllt sein, wo der geformte Gegenstand einen hohlen Raum bildet. Man nennt alsdann diese Ausfüllungen der Form, welche den hohlen Raum bilden sollen, Kerne.

Modelle. 1) Von den Modellen. Jedes Modell muss, damit es sich aus dem Formmaterial herausnehmen lässt, eine gewisse Verjüngung erhalten, insofern der Gegenstand eine solche an und für sich nicht schon hat. Gleichzeitig muss bei Anfertigung der Modelle auf das Schwindmass[3]) des Eisens, d. h. auf das Verhältniss, nach welchem sich dasselbe im geschmolzenen Zustande ausdehnt und beim Erkalten wieder zusammenzieht, Rücksicht genommen werden. Danach macht man die Modelle entsprechend grösser, als den abzugiessenden Gegenstand. Auf den Oberharzer Hütten schwindet graues und halbirtes Gussroheisen etwa $1/8$ Zoll auf einen Fuss.

Eine Hauptkunst des Förmers besteht noch in der richtigen Theilung der Modelle, da hiernach die Arbeit mehr oder weniger erschwert und das Gussstück durch Nähte mehr oder weniger unansehnlich wird. An allen Punkten, wo letzteres abgedreht, ausgebohrt oder mit der Feile bearbeitet werden soll, ist das Modell stärker zu machen.

---

1) Oestr. Zeitschrift 1855, p. 119.

2) B. u. h. Ztg. 1847, p. 230.

3) Bgwfd. XII, 447. — Mitth. des hannov. Gew.-Ver. 1853, Hft. 4; 1854, Hft. 1. — *Dingl.*, CXXXII, 392. — B. u. h. Ztg. 1854, p. 101.

Nach dem Materiale, woraus die Modelle angefertigt werden, unterscheidet man:

Hölzerne Modelle.

a) Hölzerne Modelle, welche zwar wohlfeil sind, aber keine genaue und dünne Abgüsse liefern. Sie müssen aus vollständig trocknem, gut polirbarem Holze (Fichten, Kiefern etc.) gefertigt sein und eine vollständig ebene, mit einem Lacke zu überziehende Oberfläche haben. Vertiefungen gleicht man durch einen Kitt aus, welcher aus 50 Harz, 40 spanischem Weiss, 7 Talg, 3 gelbem Wachs und 50—60 weissem Pech bereitet ist.

Die Kerne, Sand-, Masse- oder Lehmstücke, welche in der Form Oeffnungen bilden sollen, deutet man auf dem Modell durch eine Erhöhung, Kernmarke, an.

Metallne Modelle.

b) Metallene Modelle, werden hauptsächlich von Gegenständen angefertigt, welche häufig gegossen werden sollen, und wobei es auf einen schärferen Guss ankommt. Am gewöhnlichsten verwendet man dazu Messing, Kupfer, eine Legirung von Blei und Zinn, Zink oder Gusseisen. Das ursprüngliche Modell wird gewöhnlich aus Holz, zuweilen aus Gyps, Wachs oder gebranntem Thon angefertigt.

Zur Bestimmung des Gewichtes eines in Eisen abzugiessenden Gegenstandes nach dem Gewichte des Modelles müssen nach *Karmarsch*[1]) Modelle von Tannenholz mit dem 14fachen, von Eichenholz mit dem 9fachen, von Buchenholz mit dem 9,7fachen, von Birkenholz mit dem 13,4fachen, von Erlenholz mit dem 12,8fachen, von Messing mit dem 0,84fachen, von Zink mit dem 1fachen, von Zinn mit dem 0,89fachen, von Blei mit dem 0,64fachen und von Gusseisen mit dem 0,97fachen ihres Gewichtes multiplicirt werden.

Nennt man das Gewicht des Modelles m, das specifische Gewicht seiner Materie n und das specifische Gewicht der Materie des Gussstückes p, so ist das Gewicht des letzteren $= \frac{p\ m}{n.}$

Wachsmodelle.

c) Wachsmodelle. Künstliche Verzierungen, Sta-

[1]) Mitthlgn. d. hannov. Gew.-Ver. 1854. Hft. 1, p. 38.

tuen, Büsten, die auf gewöhnliche Weise schwierig zu formen sind, werden nach vorhandenen Mustern in Gyps und aus den Gypsformen in Wachs gegossen. Die Wachsabgüsse bestehen entweder aus einem Ganzen oder aus einzelnen zusammenfügbaren Theilen, werden mit feiner Thonmasse überzogen und behutsam ausgeschmolzen, wodurch eine Form entsteht.

erne.

2) Von den Kernen. Diese müssen in den meisten Fällen ebenso sorgfältig angefertigt werden, als die Formen, und zwar aus Sand, Masse oder Lehm, in welchen letztern beiden Fällen sie einer Trocknung bedürfen. Zuweilen werden dieselben aus freier Hand gemacht, meist aber, wenn sie ganz bestimmte Dimensionen erhalten sollen, in Kernkasten. Kleinere Kerne stellt man aus Lehm über hölzernen, mit Stroh umwickelten Spindeln her, welche später herausgezogen werden. Grosse Kerne erhalten eiserne, mit Strohseilen umwundene Spindeln oder werden aufgemauert, indem man ihnen eine eiserne Platte zur Unterlage gibt.

Nicht ohne Schwierigkeiten ist zuweilen die Befestigung der Kerne in den Formen, welche von der Art sein muss, dass sie vom flüssigen Eisen nicht aus ihrer Lage verschoben werden. Zur Abführung der Feuchtigkeit und sich entwickelnder Gasarten werden in die Kerne mit Räumnadeln Canäle, Windpfeifen, eingestochen.

§. 47. Apparate, Vorrichtungen und Werkzeuge. Als die wichtigsten hierher gehörigen Gegenstände sind zu merken:

mgruben.

1) die Dammgruben, unweit des Ofenheerdes in der Hüttensohle ausgegrabene, ausgemauerte oder mit eisernen Platten ausgesetzte Gruben zur Aufnahme von grossen, in vertikaler oder geneigter Lage abzugiessenden Gegenständen. Kommt die Anfertigung solcher Gussstücke seltener vor, so gräbt man wohl in jedem Falle das bei Anlage der Hütte aufgelockerte Erdreich aus und ebnet nach geschehenem Abguss und herausgenommener Form die Vertiefung wieder.

Nach dem Einsenken in die Dammgrube wird die Form häufig noch mit Sand fest umstampft (eingedämmt)

und mit Gewichten beschwert, damit sie von dem flüssigen Eisen nicht gehoben wird. Bei einer solchen Zurichtung sind von der Form nur die Eingussöffnungen und die Windpfeifen sichtbar. In erstere muss das Eisen mit einer gewissen Geschwindigkeit einfliessen, damit dasselbe weder erstarrt, noch die Form verletzt und in einem ununterbrochenem Strome eingeleitet werden, wobei man die Schlacke gehörig zurückhält. Vor die Windpfeifen pflegt man beim Giessen brennendes Stroh zu halten, um die entweichenden Gasarten zu entzünden. Damit sich alle Theile der Form möglichst schnell füllen, bringt man bei grösseren Sachen mehrere Eingüsse an, und zwar so, dass durch das Anschlagen des Eisens die Form nicht beschädigt wird.

Die Eingüsse sind entweder so angebracht, dass sich die Form von oben füllt, oder nach Art communicirender Röhren in der Weise, dass das Eisen durch einen Kanal von unten in die Form tritt und in dieser in die Höhe steigt. (Giessen mit Steigrohr.) Letztere Methode wird besonders dann angewandt, wenn der Guss recht dicht werden soll und wenn man fürchtet, dass das von oben einströmende Eisen etwas von der Form wegwäscht. Dabei muss der Einguss immer höher liegen, als die Form, damit das in ersterem befindliche flüssige Eisen die hohlen Räume ausfüllen kann, welche beim Erstarren desselben in der Form entstehen. Der Einguss ist um so räumlicher zu machen, je dichter der Guss werden soll. Man schlägt nach dem Erkalten ersteren vom Gussstück vorsichtig ab oder er wird bei schweren Gegenständen, z. B. bei Geschützen[1]), Walzen etc. abgedreht. (Verlorner Kopf.)

Trockenkammer

2) Trocken- oder Darrkammern. Dieses sind ummauerte Räume, in welchen die aus Masse oder Lehm bereiteten Formen und Kerne getrocknet werden. Man schüttet zu diesem Zwecke entweder glühende Kohlen oder lockere Cokes um die Formen herum, oder wendet

---

[1]) Ueber Geschützguss: B. u. h. Ztg. 1852, p. 561. — *Valerius*, traité de la fabrication du fer. 1843, p. 217. — *Karst.*, Arch. 2. R. XXV, 682. — Ibid. 1. R. II. a. 165, 171.

Flammenfeuerung an oder lässt heisse Luft in Röhren in den Kammern circuliren oder benutzt dazu Hohofen- oder Cupoloofengase. Reicht die Hitze der Darrkammern nicht aus oder sind die Gegenstände so gross, dass sie den Transport in die Darrkammern nicht gestatten, so werden sie an dem Orte ihrer Aufstellung mit Kohlenfeuer umgeben, was aber in Bezug auf Brennmaterialverbrauch unvortheilhaft ist. Auch wendet man wohl eiserne Gestelle mit am Boden befindlichem Kohlenfeuer und Deckplatte in dem Falle mit Nutzen an, wenn man viele Stücke von ähnlicher Grösse hat. *Keller*[1]) benutzt Kohlen- und Cokesklein zum Trocknen der Kerne, des Formsandes etc.

Der Transport grösserer Formen und Kerne geschieht auf eisernen Wagen, am besten auf einer Schienenbahn oder mittelst feststehender Krahne oder Flaschenzüge, welche an einem Wagen befestigt sind, der sich auf einer oben im Hüttengebäude befindlichen Schienenbahn bewegen lässt.

Förmer-Werkzeuge.

3) Werkzeuge der Förmer, wohin unter anderen gehören:

a) Formkasten, Form- oder Giessladen von verschiedener Grösse und aus Holz oder Eisen gefertigt. Sie dienen zum Zusammenhalten der Formmasse und können je nach der Beschaffenheit des Modelles ein- oder mehrtheilig sein.

b) Spindeln, Laternen, Armaturen, welche dazu dienen, hauptsächlich den Kernen grösseren Halt zu geben. Ersteres sind massive Eisenstangen, die Laternen sind hohl und mit Löchern versehen, durch welche die entwickelten Gase entweichen können; Armaturen sind eiserne Stäbe, die man zum Zusammenhalten unregelmässiger Kerne anwendet.

c) Formbänke nebst Modellbrettern zum Aufstellen der Formladen, Stampfer von Holz, Eisen oder Blei mit oblonger und runder Bahn, Abstreicher von Eisen oder Holz, Streichbleche von der verschiedensten Gestalt zum Putzen der Formen, diverse Spatel, Streichbretter

---

[1]) B. u. h. Ztg. 1855, p. 232.

und Glätter von Holz, Gusseisen oder Messing, Räumnadel, hölzerne und eiserne Hämmer, Blasbalg, Puderbeutel, Siebe, Bürsten, Pinsel, Giesskellen, Giesspfannen etc.

Krahne Flaschen

§. 48. Maschinelle Vorrichtungen. Hierher gehören hauptsächlich die Krahne und Flaschenzüge, um schwere Gegenstände zu heben und an verschiedene Punkte des Gebäudes zu transportiren, z. B. die Formen in die Dammgrube, das Gussstück aus derselben, die Formen auf Wagen behuf deren Transport in die Trockenkammern etc.

Zweites Kapitel.

Formmethoden.

Form-methode

§. 49. Allgemeines. Nach der Verschiedenheit der angewandten Formmassen lassen sich nachstehende Formmethoden unterscheiden: Magere Sandförmerei, und zwar Heerd- und Kastenförmerei, ferner Massenförmerei, Lehmförmerei, Kunstförmerei und Schaalenguss.

Anwendbarkeit.

§. 50. Magere Sandförmerei. Dieselbe wird, als die am leichtesten und wohlfeilsten auszuführende Methode, angewandt, wenn es die Beschaffenheit des Eisens und das Ansehen der Gusswaaren gestattet. Weil der Formsand, um zu stehen, stets feucht angewandt werden muss, so schreckt sich das Eisen auf der Oberfläche leicht ab, wird hart und lässt sich dann nur schwierig mit Bohrer und Feile bearbeiten. Am wenigsten wird das bei strengflüssiger Beschickung in engen hohen Gestellen erzeugte graue Eisen abgeschreckt.

Die Sandgiesserei ist anwendbar bei nicht zu grossen Formen, welche dem Druck des Eisens widerstehen, bei Formen, welche nicht zu viel Kerne oder freistehende Verzierungen, die leicht wegbrechen, enthalten, sowie bei Gussstücken, welche nicht der grössten Weichheit bedürfen.

Je nach der äussern Gestalt des abzugiessenden Stükkes kommt entweder **Heerd-** oder **Kastenförmerei** in Anwendung.

förmerei. 1) Die **Heerdförmerei** besteht darin, dass man einfache, vorzüglich flache Modelle, die entweder ganz eben oder nur auf der einen Seite verziert oder mit Oeffnungen versehen sind, in lockern, mit Kohlenstaub versetzten und angefeuchteten Formsand drückt, welcher auf dem Heerde, d. h. dem zur Förmerei bestimmten Theil der Hüttensohle vor oder neben dem Schmelzofen, ausgebreitet ist. Nachdem das Modell mittelst Lineals und Setzwaage in eine horizontale Lage gebracht und der Einguss vollendet ist, auch Räumlöcher gestochen und die Sandränder mit Wasser benetzt sind, wird das Modell ausgehoben, die Form nachgeputzt, dann mit Kohlenstaub bepudert, geglättet und nachdem das Modell nochmals eingelegt, direct aus dem Schmelzofen oder mittelst Kellen oder Giesspfannen mit flüssigem Eisen gefüllt. Damit ein Ziehen des Gussstückes nicht eintritt, wird dasselbe bis zur hinreichenden Abkühlung mit Kohlenstaub und Sand bedeckt gehalten[1]).

Beispiele für diesen sogenannten **offenen Heerdguss** liefert das Einformen von **Stubenofenplatten**, die gewöhnlich auf einer Seite verziert oder mit Oeffnungen versehen sind, ferner die Darstellung von **Gänzen**, Blattl, **Würfeleisen** etc. für den Cupoloofenbetrieb und das Frischen etc.

Soll auch die obere Seite eines Gegenstandes mit Verzierungen versehen werden, so wendet man den **verdeckten Heerdguss** an, welcher darin besteht, dass man auf die in der vorherigen Weise erzeugte Form eine gusseiserne, mit Lehm bestrichene und mit Kohlenstaub geschwärzte Platte deckt, welche die Verzierungen enthält. Zuweilen müssen auch getrocknete Kerne in die

1) *Hagen*, über die Beeinträchtigung der Haltbarkeit gusseiserner Gegenstände durch ungleichmässige Abkühlung derselben. Notizbl. d. Hannov. Architect. u. Ing. Ver. III, 57.

Form eingesetzt werden, z. B. bei gezahnten Rädern[1]), weil das Eisen beim Einfliessen in die Form die lockeren Sandkerne leicht zerstören würde.

Sollen die Gegenstände an ihrer Oberfläche hart werden, z. B. Ambösse, Hämmer, Pochsohlen etc., so legt man an die betreffende Stelle der Form mit Kohle geschwärztes Eisen, welches zur raschen Abkühlung, zum Abschrecken des Gussstückes an dieser Stelle beiträgt, womit immer ein Härterwerden verbunden ist.

Kastenförmerei.

2) Die Kastenförmerei wird angewandt bei Gegenständen von der verschiedensten Form, wo ein einfaches Ausheben des Modelles, wie bei der Heerdförmerei, nicht möglich ist. Die Grösse und Form, so wie die Mehrtheiligkeit der Kästen richtet sich ganz nach der Beschaffenheit des Modelles und es kommt dabei ganz besonders auf eine richtige Theilung desselben an.

Der Formsand muss etwas fetter sein, als bei der Heerdförmerei, und beim Einstampfen desselben ist besonders darauf zu sehen, dass nicht zu nahe am Modell gestampft wird, weil sonst der Sand zu dicht wird und die entstehenden Gase nicht entweichen können (das Eisen kocht). Windpfeifen sind gehörigen Orts anzubringen.

Hohle Gegenstände erfordern Kerne, welche entweder aus Lehm oder Sand bereitet und scharf getrocknet werden oder nass bleiben. Damit sich der Sand vom Eisen gut ablöst, bestreicht man die getrockneten Sandkerne mit einer Schwärze. Zum Ablösen des in einen Theil eines Kastens eingestampften feuchten Sandes von dem in einem andern Kasten befindlichen Sand bepudert man die Berührungsflächen mit trocknem Sand.

In zweitheiligen Laden werden z. B. geformt: massive Gegenstände, Cylinder, Kugeln, Gitter, Zahnräder und dergl., in mehrtheiligen z. B. Röhren, Töpfe, Kessel, Mörser, Geschütze etc.

Anwendbarkeit.

§. 51. Massenförmerei. Dieselbe wird für grös-

[1]) Formen von Zahnrädern ohne vollständige Modelle: *Dingl.*, CXXXI, 430.

sere Gegenstände angewandt, wo magerer Sand nicht stehen würde, oder auch bei kleinen Gegenständen, um deren Verzierungen feiner und schärfer auszudrücken. Weil die Form stets getrocknet werden muss, so bedient man sich eiserner Laden, in welchen die Masse, zum Unterschiede von der Sandförmerei, ganz fest gestampft wird. Die Schwärze zum Ueberstreichen der getrockneten Formen besteht aus Leimwasser oder Bierhefe, Weizenmehl und Kohlenstaub, welche zusammen gekocht werden.

Nach dieser Methode formt man z. B. lange Röhren, grosse Cylinder, Medaillen, Verzierungen, kleine Luxusartikel etc.

Anwendbarkeit.

§. 52. Lehmförmerei. Dieselbe unterscheidet sich vor den vorigen Arten der Förmerei dadurch, dass zur Darstellung der Formen keine Modelle, sondern Chablonen angewandt werden und immer erst die Herstellung der innern Form stattfindet. Die Lehmförmerei wird besonders nur für hohle Gegenstände in solchen Fällen angewandt, wenn die Anfertigung eines Modelles zu kostspielig und die Grösse des Gussstückes so bedeutend ist, dass ein Transport der Formkasten und Kerne zu schwierig sein würde, z. B. bei grossen Kesseln, Glocken etc. Durch Einführung der Massenförmerei ist die Lehmförmerei auf den Eisenhütten sehr beschränkt worden.

Verfahren.

Das Verfahren bei Herstellung einer Lehmform ist im Allgemeinen folgendes: Zunächst wird der Kern· bei kleinen Gegenständen um eine Spindel aus freier Hand oder auf der Drehscheibe mittelst Chablonen angefertigt, bei grösseren besteht die Grundgestalt aus Mauerwerk, welches mit Lehm überkleidet wird und durch Chablonen, die sich um die Axe des Kernes drehen, die gehörige Form erhält. Die äussere Gestalt des Kernes bestimmt demnächst die innere Form des Gussstückes. Der Kern wird durch ein in der Dammgrube angemachtes Feuer getrocknet, dann mit einer Mischung von Asche und Wasser oder Bier überstrichen (das Aschen des Kernes), der Anstrich getrocknet und auf denselben von feinem Lehm die Eisenstärke (Hemd, Modell, Dicke) nach

der Chablone oder aus freier Hand aufgetragen, diese geascht und getrocknet. Darauf kommt, aus dem feinsten Lehm zubereitet, der Mantel, welcher allmählig ausgetrocknet wird. Ist dieses geschehen, so wird derselbe im Ganzen nach oben oder in einzelnen Stücken seitwärts abgezogen, das Hemd weggenommen, Kern und Mantel geputzt, gebrannt und geschwärzt, dann der Mantel an den Kern gesetzt, die Nähte verschmiert, der Mantel mit Draht umwunden (armirt) und die ganze Form bei grösseren Gegenständen eingedämmt. Man wendet gewöhnlich das Giessen mit dem Steigrohr an.

Anwendbkeit.

§. 53. Kunstförmerei. Sie beschäftigt sich sowohl mit der Darstellung grosser Statuen und Kunstwerke, als auch kleine Gegenstände, Verzierungen etc., und ist entweder eine modificirte Lehm- oder Kastenförmerei.

Verfahrei

1) Die Kunstförmerei als eine modificirte Lehmgiesserei unterscheidet sich von letzterer darin, dass man das Hemd aus Wachs bestehen lässt, welches demnächst aus der Form ausgeschmolzen wird, und zwar geschieht dies in solchen Fällen, wo der Mantel, ohne die Form zu lädiren, sich nicht abziehen lässt. Gewöhnlich besteht das Hemd aus mehreren Wachstafeln, welche mit grosser Genauigkeit an einander gefügt werden.

2) Die Kunstförmerei als eine modificirte Kastenförmerei wird gewöhnlich, z. B. für grosse Statuen, wovon ein Modell von Metall, Holz, Gyps, Thon etc. vorhanden ist, in Kästen ausgeführt und unterscheidet sich dadurch von der Kastenförmerei, dass entweder das Modell aus vielen Theilen oder bei ungetheiltem Modell die Formmasse aus einzelnen abhebbaren Kernstücken besteht oder dass Mantel und Modell aus einzelnen Stücken zusammengesetzt werden.

Anwendbkeit.

§. 54. Schaalenguss, Kapselguss. Man versteht hierunter den Guss in gusseisernen, die Wärme gut leitenden Formen, wobei das rasch abgekühlte Gussstück eine harte Oberfläche erhält (Hartguss)[1]. Gewöhnlich

---

[1]) B. u. h. Ztg. 1848, p. 521; 1853, p. 860. — Bgwfd. XIII, 440. — *Dingl.*, CXXVII, 47.

sind die Formen mit Graphit, Steinkohlentheer oder Kalk ausgestrichen. Am besten eignet sich für den Hartguss graues, bei nicht zu strengflüssiger Beschickung erblasenes Roheisen. Je dicker die eisernen Formen (Coquillen) sind, desto härter wird der Guss.

Man wendet den Schaalenguss z. B. für Eisenbahnwagenräder [1]), zu Hartwalzen [2]) etc. an.

Drittes Kapitel.

Veredlung der Gusswaaren.

[All]gemeines.

§. 55. **Allgemeines.** Manche Gusswaaren sind zum Verkaufe fertig, wenn sie aus der Form kommen, nachdem die Angüsse nur noch heiss abgeschlagen und deren Spuren, so wie die Gussnäthe mit groben Feilen abgefeilt worden. (Das Putzen.) Bei manchen wird jedoch noch eine weitere Bearbeitung erforderlich, welche theils auf mechanischem, theils auf chemischem Wege geschieht.

§. 56. **Veredlung der Gusswaaren auf mechanischem Wege** [3]). Es kommen hierbei folgende Arbeiten vor:

[S]chleifen.

1) Das **Schleifen** auf Steinen, welche gewöhnlich durch Wasserkraft bewegt werden, z. B. Streicheisen, Ambösse etc.

Poliren.

2) Das **Poliren**, z. B. von Kartätschen, Kugeln etc. indem man sie in um ihre Axe beweglichen Tonnen an einander sich abreiben lässt.

[Aus]bohren.

3) Das **Ausbohren** (Kanonen, Maschinentheile etc.) und das **Abdrehen**, Ciseliren etc.

---

1) *Karst.*, Arch. XIX, 63. — *Tunner*, Jahrb. 1854, p. 284. — Bgwfd. XVIII, 549. — Oester. Zeitschr. 1855, p. 366.

2) *Karst.*, Arch. 2. R. VII, 3; VIII, 254. — Bgwfd. XVIII, 549. — Polyt. Centr. 1837. Nr. 5. — *Tunner*, Jahrb. 1854, p. 254. — *Valerius*, Stabeisenfabrikation, übersetzt von *Hartmann*. 1845, p. 356. — B. u. h. Ztg. 1855, p. 179. — Oester. Zeitschr. 1855, p. 367.

3) *Valerius*, Roheisenfabrikation, deutsch von *Hartmann*. 1851. p. 704. — *Karmarsch*, mechanische Technologie. I, 420.

Schwärzen.

4) Das Versehen mit einem Ueberzug, Schwärzen[1]), um sie gegen Rost zu schützen oder ihnen ein besseres Ansehen zu geben.

Grobe Gusswaaren überstreicht man wohl mit Steinkohlentheer, feinere mit einem Lack aus Leinölfirniss und Russ. Man trägt diesen Lack entweder bei gewöhnlicher oder bei erhöhter Temperatur auf. Auch räuchert man wohl wiederholt die Gegenstände mit Kienholz an und bürstet sie oder gibt ihnen einen Ueberzug durch Bestreichen mit Leinöl, Erhitzen bis zum Verschwinden der Flamme und Bürsten.

Für die grösseren Gegenstände eignet sich auch ein Lack[2]), welcher erhalten wird, wenn man in 4 Pfund Kienöl bei erhöhter Temperatur $1/2$ Pfund Asphalt und $1/2$ Pfund Kolophonium auflösst. Der Lack wird nach dem Erkalten in einer Flasche aufbewahrt und beim Gebrauche mit Kienöl verdünnt.

Brüniren.

5) Das Brüniren oder Braunmachen des Eisens[3]), um dasselbe durch Bildung einer Lage Rost auf der Oberfläche gegen Einwirkung von Luft und Feuchtigkeit zu schützen.

Dieses geschieht durch Einreibung des Gegenstandes mit Spiessglanz-Butter, durch Bestreichen mit verdünnter Salpetersäure und Trocknen an der Luft etc.

Dieses Verfahren wird weniger für gusseiserne, als für schmiedeeiserne und stählerne Gegenstände (z. B. Gewehrläufe) angewandt.

Es sind verschiedene Vorschläge gemacht worden, um das Eisen gegen Rost zu schützen[4]).

§. 57. Veredlung der Gusswaaren auf chemischem Wege. Hierher gehören nachstehende:

Tempern.

1) Tempern, Adouciren[5]). Hartes, zum Abdrehen,

---

[1]) *Karmarsch*, mechanische Technologie. I, 493. Mittheilungen des hannoverschen Gewerbevereins. 1835. Lief. 3. p. 192.

[2]) Ueber Lackiren: *Karmarsch*, mechan. Technologie. 1851. I. 494. - Eisenlack: *Dingl*, CXIII, 76.

[3]) *Karmarsch*, mechan. Technologie 1851. I, 492. *Dingl.*, XCVI, 20.

[4]) *Dingl.*, LXXXII, 75; LXXXIV, 46.

[5]) Bgwfd. X, 14. 39. B. u. h. Ztg. 1846, p. 197. *Dingl.* LXV, 155.

Bohren etc. untaugliches Gusseisen wird durch Tempern, durch Glühen zwischen einem Gemenge von Kohlenstaub und Knochenasche in verschlossenen Gefässen, weicher.

Graues Roheisen eignet sich weniger zum Tempern als weisses. Dünnere Gegenstände werden dabei so geschmeidig, wie Stabeisen (Hufeisen, Nägel, grobe Messer, Gabeln etc.).

Nach *Bourgot* [1]) tempert man zwischen einem aus Kohle und Braunstein bestehenden Pulver.

Hierher gehört auch die Darstellung des hämmerbaren Gusseisens [2]) durch Glühen von gewöhnlich weissem Eisen zwischen Pulver von reinem Rotheisenstein in Gefässöfen oder in Flammöfen [3]).

Bronziren. 2) Bronziren [4]). Man scheuert die Gegenstände blank, bestreicht sie mit Kupfervitriollösung und polirt nach dem Trocknen. Das vom Eisen niedergeschlagene Kupfer ertheilt ersterem ein bronzeartiges Ansehen.

Auch bronzirt man wohl auf rein mechanischem Wege dadurch, dass man die Gegenstände mittelst eines Firnisses mit Zinnobergrün überzieht und auf dem grünen Grund stellenweise Musivgold oder messingähnliche feingepulverte Legirungen einreibt.

3) Ueberziehen mit Metallen.

Vergolden. a) Das Vergolden [5]) des Gusseisens durch Feuervergoldung hat grosse Schwierigkeiten, indem das Goldamalgam von demselben nicht angenommen wird. Man muss zuvor die gut gereinigte Oberfläche mit einer concentrirten Lösung von Kupfervitriol überstreichen und auf das niedergeschlagene Kupfer das Amalgam auftragen. Da ein Kupferüberzug unter Umständen störend wirken

---

[1]) Bgwfd. II, 93. B. u. h. Ztg. 1846, p. 566.

[2]) Polytechn. Centralbl. 1849, p. 13, 34; 1853, p. 951. — *Dingl.* XXVI, 315; XXIX, 156; LXII, 376. — Bgwfd. II, 510; IX, 43, 142; XI, 760; XIII. 77. — B. u. h. Ztg. 1845, p. 669; 1847, p. 547, 652.

[3]) *Dingl.*, CII, 220.

[4]) *Karmarsch*, mechan. Technologie. I, 487. — *Dingl.*, XLVII, 313; LII. 319. — Bgwfd. XIII, 559.

[5]) *Karmarsch*, mechan. Technologie. I, 464. — *Dingl.*, XCIX, 158.

kann, so überzieht *Böttger* [1]) die Gegenstände direct mit einer Lage Quecksilber unter Vermittlung des electropositiven Zinks auf folgende Weise: Man kocht den gut gereinigten Gegenstand in einem Porzellangefäss mit 12 Quecksilber, 1 Zink, 2 Eisenvitriol, $1^1/_2$ Chlorwasserstoffsäure von 1,2 specif. Gewicht und 12 Wasser, wobei sich in kurzer Zeit eine Schicht Quecksilber absetzt, auf welcher sich dann das Goldamalgam gleichförmig ausbreitet.

Auch löst man wohl Chlorgold in Schwefeläther und trägt die Lösung auf den gut gereinigten Gegenstand auf, wobei sich der Aether verflüchtigt, das Gold aber zurückbleibt.

Das Vergolden von Gusseisen auf galvanischem Wege [2]) ist auch mit Schwierigkeiten verbunden, und gelingt nur bei vollkommener Reinigung des Gegenstandes. Ein vorheriges Versilbern oder Verkupfern ist rathsam.

Unächte Vergoldung macht man mit Copalfirniss und Blattgold.

Versilbern.

b) Versilbern. [3]) Soll Eisen versilbert werden, so muss es zuvor verkupfert sein, auf die Verkupferung wird dann eine kalte Versilberung oder Amalgam, auch wohl Blattsilber aufgetragen.

Auf galvanischem Wege [4]) lässt sich Gusseisen ohne vorherige Verkupferung gut versilbern.

Verkupfern.

c) Verkupfern [5]). Gusseisen lässt sich leicht verkupfern und zwar schon durch Eintauchen in eine Lösung von Kupfervitriol, allein der Kupferüberzug haftet nicht fest; bei gleichzeitiger Anwendung eines galvanischen Stroms entsteht ein cohärenter Ueberzug. Am besten wendet man hierzu Cyanverbindungen an. Cyankalium hat jedoch manche Uebelstände, ist höchst giftig, zersetzt sich leicht und ist theuer, weshalb man auch wohl andere

---

[1]) *Böttger's* Beiträge etc. 1847, Hft. 3, p. 14. Polyt. Centrbl. VIII, 384.

[2]) *Elsner*, die galvanische Vergoldung und Versilberung. 3. Aufl. Leipzig 1856.

[3]) *Karmarsch*, mechanische Technologie I, 477.

[4]) *Erdm.*, J. f. pr. Ch, XXIX, 264.

[5]) *Karmarsch*, mechan. Techn. I. 461. — *Erdm.*, J. f. pr. Ch. XXXIV, 474. — *Dingl.*, CXIII, 156. — Polyt. Centr. 1853, p. 1532.

Flüssigkeiten anwendet, z. B. Chlornatrium, Chlorkalium, kleesaures Ammoniak, weinsteinsaures Kali etc.

Verzinnen.

d) Verzinnen.[1]) Weit häufiger als das Vergolden, Versilbern und Verkupfern wird das Verzinnen gusseiserner Gegenstände, namentlich der Speisegeräthschaften, vorgenommen, um den Angriff der Speisen auf Eisen und Rost, sowie ein Schwarzkochen zu vermeiden.

Das Verzinnen gusseiserner Gefässe ist mit mancherlei Schwierigkeiten verbunden; ein wesentliches Erforderniss ist, dass die Oberfläche rein metallisch ist. Dies erreicht man entweder durch Abdrehen nach vorherigem Tempern des Gussstücks (englisches Verfahren) oder durch das wohlfeilere Beizen.[2]) Auch eignet sich nicht alles Gusseisen zum Verzinnen, namentlich nicht das zu graue, besser das halbirte und weisse.

Nach *Sorel* gelingt das Verzinnen nur dann, wenn die Beizung gut geschehen ist. Gewöhnlich nimmt man dazu verdünnte Schwefelsäure, welche aber das metallische Eisen angreift, den Kohlenstoff bloslegt und ein Anhaften der Verzinnung unmöglich macht.

Thomas und *Delesse*[3]) wenden deshalb zum Beizen eine Säure an, welche organische Substanzen enthält, z. B. ölartige Materien, Theer, Lohbrühe, Talg- und Harzseifen, Glycerin etc., welche der Säure die Eigenschaft ertheilen, nur den Rost des Eisens abzutrennen und aufzulösen, ohne das Metall anzugreifen. *Sorel*[4]) hat diese organischen Substanzen vortheilhaft durch mineralische ersetzt, namentlich durch Salze des Kupfers und Zinns. Er wendet z. B. folgende Compositionen an:

1) Verdünnte Schwefelsäure von 10° B	96 Theile
Zinnsalz ($Sn\,Cl$)	4 Theile

oder

---

[1]) *Dingl.*, VIII, 42; L. 397; LII. 155; LV. 470; CXII. 121. Polyt Centr. 1851, p. 1267; 1853, p. 1532. — *Karmarsch*, mechan. Technol. 1851, I, 450.

[2]) *Karmarsch*, mechan. Technol. I, 421. *Dingl.*, CXII, 446; CXI, 271; CXII, 460, 121.

[3]) *Dingl.*, CVII, 446; CXI, 271.

[4]) *Dingl.*, CXII, 121.

2) wasserhaltige Salzsäure von 15° B 98 Theile

Kupfersalz ($\dot{C}u\ \dddot{S}$, Cu Cl, $\dot{C}u\ \bar{A}$, $\dot{C}u\ \ddot{\ddot{N}}$) 2 Theile.

Letztere Composition wirkt in einigen Minuten.

Das auf die eine oder andere Weise gereinigte Gefäss wird nun bis zum Schmelzpunkt des Zinns erhitzt, flüssiges Zinn in dasselbe geschöpft und letzteres mit einem Kork- oder Baumwollenballen, der vorher in Salmiakpulver getaucht war, stark gegen die Wände gerieben.

Das überflüssige Zinn wird dann herausgewischt und die Fläche möglichst gleichförmig geebnet. In England taucht man die Gefässe noch, weil das Zinn unregelmässig darin haftet, in fliessendes Zinn ein, schwenkt nach dem Herausziehen, giesst das überflüssige Zinn aus und kühlt schnell in kaltem Wasser ab. Die innen verzinnte Fläche wird dann mit Schlämmkreide und einem wollenen Ballen ausgerieben.

Von wesentlichem Einfluss bei diesen Operationen ist die Temperatur, bis zu welcher das Gefäss erhitzt wurde; ist die Temperatur zu hoch, so läuft das Eisen an und verbindet sich nicht gut mit dem Zinne, bei zu niedriger Temperatur setzt sich das Zinn in verschiedener Stärke an.

Anstatt des Salmiaks hat man in neuerer Zeit das kräftigere Chlorzink oder noch besser das Chlorzinkammonium angewandt, welches erhalten wird, wenn man 1 Pfd. Zink in Salzsäure löst, zur Lösung 22 Lth. Salmiak setzt und dieselbe zur Trockne dampft. Das so erhaltene Salz ($2^1/_2$ Pfd.) wird, mit Wasser angefeuchtet, auf die zu verzinnenden Stellen aufgetragen [1]). Eine zweckmässige Vorrichtung zum Trocknen gebeizter Gegenstände, wobei sich dieselben nicht wieder oxydiren, findet sich im Bergwerksfreund X, 188 angegeben.

Girard [2]) glüht die gusseisernen Gegenstände zur oberflächlichen Entfernung des Kohlenstoffs zwischen Sauerstoff abgebenden Körpern (Eisenstein, Braunstein),

---

[1]) *Dingl.*, CVI, 73; *Berzelius*, Chem., X, 14. Polyt. Centr. 1851, p. 1267.

[2]) Polyt. Centr. 1854, p. 763. B. u. h. Ztg. 1855, p. 302.

beizt mit verdünnter Salzsäure von 8—10° B, scheuert die Oberfläche mit Sand blank, beizt abermals und taucht den Gegenstand in geschmolzenes Zinn, welches von einer Schicht Chlorzinkammonium bedeckt ist. Nach dem Abwaschen mit Wasser wird mit Sägespänen abgetrocknet.

Nach Bergwerksfreund VI 1843, p. 416 beizt man gusseiserne Geschirre von gutem, grauem, weichem Roheisen mit verdünnter Salpetersäure und wendet die gewöhnliche Verzinnungsmethode bei Benutzung einer Legirung an. Diese fand *Sauvage* zusammengesetzt aus:

	1.	2.
Sn	74,0	87,0
Sb	9,0	10,0
Ni	5,0	3,0
Fe	11,0	—
Pb	—	Spur
	99,00	100,0

Parkes [1]) wendet Metalle und Legirungen, womit man Eisen überziehen will, im geschmolzenen Zustande mit einer beträchtlichen Menge Fluss an, welcher im geschmolzenen Zustande auf dem Metall schwimmt; so z. B. beim Verzinnen auf 100 Theile Zinn 100 Fluss, welcher besteht aus:

100 Chlorzink, 100 Zinkvitriol und 20 Borax.

Das vorher in Chlorzink getauchte Gefäss wird in das Metallbad gebracht, indem man dasselbe erst langsam im Flusse herumdreht. Beim Herausziehen schüttelt man dasselbe einige Zeit im Flussmittel und taucht es in eine concentrirte Lösung von Chlorcalcium oder Chlorzink, damit der Ueberzug gleichförmig und polirt bleibt.

Nach *Roseleur* und *Boucher* [2]) wird Gusseisen auf galvanischem Wege zweckmässig in der Weise verzinnt, dass man $12^7/_8$ Pfd. phosphorsaures Natron, $1^1/_7$ Pfd. käufliches Zinnchlorür und $3^1/_5$ Pfd. geschmolzenes trocknes Zinnchlorür in 443 preuss. Quart Regenwasser auflöst, die Lösung bei 60—68° R erhält und in dieselbe das Eisen

[1]) *Dingl.*, CII, 120.
[2]) *Erdm.*, J. f. pr. Ch. LXV, 250.

zugleich mit einigen Zinkstücken eintaucht. Ist das Bad erschöpft, so trägt man wieder $10^1/_4$ Unze pyrophosphorsaures Natron ein.

e) Verzinkung.[1]) *Sorel* in Paris hat 1840 zuerst gelehrt, Guss- und Schmiedeeisen durch Verzinken (Galvanisiren) vor Oxydation zu schützen. Sein Verfahren, solches s. g. galvanisirtes Eisen, durch Eintauchen gut gebeizter gusseiserner Gegenstände in ein Zinkbad zu erzeugen, ist im Bergwerksfreund VII. 298, 318 ausführlich beschrieben.

Parkes wendet nach seinem sub d pag. 194 angegebenen Verfahren auf 100 Theile Zink 100 Theile Fluss an, bestehend aus: 100 geschmolzenem Chlorcalcium, 80 Chlornatrium und 80 Borax.

Die Verzinkung eiserner Kochgeschirre ist nicht rathsam, weil sich das Zink leicht oxydirt, auflöst und auf den Organismus giftig wirkt.[2])

4) Ueberziehen gusseiserner Geschirre mit Email.[3]) Kochgeschirre werden nicht selten, um sie gegen den Einfluss des Rostens und schwacher Säuren zu schützen, emaillirt. Der weisse Email für Kochgeschirre besteht aus einer durch Zinnoxyd undurchsichtig gemachten Glasmasse, die entweder bleihaltig oder bleifrei ist. Ein bleihaltiger Email lässt sich leichter aufbrennen und ist haltbarer als bleifreier, hat aber ein weniger schönes weisses Ansehen, als dieser und das Vorurtheil der Schädlichkeit gegen sich, welches bei einem zu bedeutenden Bleigehalte allerdings nicht unbegründet ist.

Emailliren.

Die Herstellung eines dauerhaften und gleichförmigen Emails auf Gusseisen ist nicht ohne grosse Schwierig-

---

1) *Karmarsch*, mechan. Technologie I, 459. *Dingl.*, CIX, 478, CXII, 121. Polyt. Centr. 1848, p. 1260.

2) *Dingl.*, CXI, 144.

3) *Vogelsang*, Lehrbuch der Eisenemaillirkunst 1851. — *Karmarsch* und *Heeren*, technisches Wörterbuch der Gewerbskunde 1854 I, 719. — *Karmarsch*, mechan. Technolog. I, 483. — *Dingl.*, CXXXIII, p. 256. — *Erbe*, gründliche Anweisung zum Emailliren und Verzinnen eiserner Kochgeschirre. Quedlinburg 1837. — *Valerius*, Handbuch der Roheisenbereitung, deutsch von *Hartmann* 1851, p. 714.

keiten: das vorzüglichste Hinderniss ist dabei der Graphit des Eisens, weshalb sich auch nicht alle Sorten Eisen gleich gut dazu eignen und eine verschiedene Vorbereitung erfordern. So lassen sich Gefässe, welche nur mit einer dünnen Schicht von weissem Roheisen versehen sind, leichter, ja ohne vorheriges Beizen emailliren, wenn sie nur gut mit trocknem Sand ausgescheuert sind. Graues graphithaltiges Roheisen muss dagegen vorher mit Essigsäure, verdünnter Schwefelsäure oder Chlorwasserstoffsäure gebeizt werden.

Um beim Beizen das Angreifen des Metalls und das Bloslegen des Graphits zu vermeiden, ist das beim Verzinnen (pag. 192) angeführte *Sorel*'sche Verfahren anzuwenden.

Ein anderer Uebelstand, der dem Emailliren entgegensteht und niemals ganz vermieden werden kann, aber sich durch eine zweckmässige Zusammensetzung des Emails bedeutend vermindern lässt, ist die verschiedene Ausdehnung der Metalle und des glasartigen Ueberzugs bei plötzlichem Temperaturwechsel. Der Email bekömmt dabei Sprünge und löst sich vom Eisen.

Der den eisernen Gefässen zu gebende Ueberzug pflegt aus zwei Schichten zu bestehen, einer unteren, der Grundmasse, und einer oberen, der Glasur. Beide werden entweder gleichzeitig eingebrannt, oder erst die Grundmasse und dann die Glasur. Letzteres Verfahren, obgleich zeit- und geldraubender, ist dennoch dem ersteren vorzuziehen wegen der grösseren Dauerhaftigkeit und Schönheit des Ueberzuges. Ein einziger, sich leicht verglasender, emailartiger Ueberzug würde bei wechselnder Ausdehnung des Eisens leicht abspringen; die nur gesinterte Grundmasse aber wird wegen der darin enthaltenen Zwischenräume von dem sich ausdehnenden oder zusammenziehenden Metall weit weniger verändert und schützt deshalb die aufsitzende völlig verglaste Glasur vor dem Abspringen.

Grundmasse.

a) Darstellung der Grundmasse. Die Grundmasse muss strengflüssiger sein als die Glasur, bei der zum Einbrennen nöthigen Temperatur zusammensintern und am

Eisen anhaften. Die Bestandtheile derselben werden, um eine grössere Dauerhaftigkeit und Schönheit zu erzielen, vorher in feuerfesten Tiegeln im Zugofen bei Weissglühhitze zusammengeschmolzen, worauf man die Masse durch Pochen und Mahlen ins feinste Mehl verwandelt und dann einbrennt. Weit unvortheilhafter ist es, die Grundmasse ungeschmolzen einzubrennen. Dieselbe pflegt kein Zinn- und Bleioxyd zu enthalten, letzteres wird jedoch zuweilen in Gestalt von Glätte zugesetzt.

Man hat folgende Zusammensetzungen für dieselbe angewandt:

Karsten empfiehlt:

10 Thl. Quarz und 6 Thl. rohen Borax,
6 Thl. Quarz, 6 Thl. Feldspath und 5 Thl. Borax,
6 Thl. Quarz, 6 Thl. Feldspath, 3 Thl. Borax und 3 Thl. calcinirte Soda.

60 Theile von diesem vorher gemahlenen Gemenge sollen nach dem Zusammenschmelzen und Zermahlen mit 10 Theilen geschlämmtem, weissem Thon und 5 Theilen gesiebtem Feldspath gemengt, dann mit 4 Cubicfuss Wasser angerührt, auf ein Mühlwerk gegeben, aufgekocht und auf die Gefässe aufgetragen werden.

Flach und *Keil* empfehlen: 5 Theile Quarz und 8 Theile Borax zu schmelzen, zu pulverisiren und mit $^1/_4$ Thonpulver zu vermengen.

Kenrick nimmt ein geschmolzenes Gemenge von 100 Pfd. Quarzpulver und 75 Pfd. Borax und versetzt 40 Pfd. davon mit 5 Pfd. Töpferthon und Wasser.

Nach *Jordan* [1]), welcher eine vorherige Grundung für überflüssig hält, nimmt man: 26,6 Kreide, 26,6 Sand, 13,3 Thon, 26,6 Potasche und 6,6 Mennige.

Clark vermengt $2^1/_2$ Theile Töpferthon mit 20 Theilen einer Masse, welche zusammengeschmolzen ist aus 50 Theilen gepulvertem Quarz und 25 Theilen calcinirtem Borax.

Glasur.

b) Darstellung der Glasur. Diese muss leichtflüssiger sein als die Grundmasse und dieselbe beim Ein-

1) *Erdmann*, Journ. für praktische Chemie XIII, 12.

brennen mit einer glasartigen Decke überziehen. Um derselben eine schön weisse Farbe zu ertheilen, gibt man immer einen Zusatz von Zinnoxyd, welches dadurch entsteht, dass man reines Zinn bei Luftzutritt einschmilzt, die sich oxydirende Oberfläche mit einer eisernen Kratze fortwährend abzieht, und dann das auf diese Weise erhaltene Produkt in einer etwas stärkeren Hitze unter stetem Umrühren glüht, wodurch es eine weissere Farbe erhält. Durch öfteren Zusatz von Salpeter auf das Metallbad wird die Oxydation beschleunigt.

Will man die Glasur bleihaltig machen, wodurch sie haltbarer, glätter, aber weniger weiss wird, so wendet man bei dieser Operation anstatt des reinen Zinns ein bleihaltiges Zinn an. Man schmilzt die einzelnen Bestandtheile der Glasur ebenfalls vorher zusammen, und zwar häufig in Tiegeln, welche im Boden ein Loch haben, durch welches die geschmolzene Masse in einen Untersatz fliessen kann. Das Zinnoxyd wird zweckmässig später eingesetzt, und durch obiges Durchlassschmelzen bewirkt man, dass es nicht zu Boden geht, sondern gleichmässig in der ganzen Masse vertheilt bleibt. Diese wird dann wie die Grundmasse zum feinsten Pulver gemahlen.

Karmarsch empfiehlt folgenden bleihaltigen Email: 4 Bleioxyd- Zinnoxyd (aus 4 Blei und 1 Zinn), 4 Sand, 1 Kochsalz, oder 1 Oxyd (1 Blei und 1 Zinn), 1 Quarz, 2 Potasche.

Für bleifreien Email macht man unter anderen folgende Compositionen:

nach *Karsten*[1]):

44 calcinirten und gesiebten Feldspath,
16 calcinirte Soda,
30 rohen Borax,
8 Zinnoxyd,
2 salpetersaures Kali;

nach *Keil* und *Flach*[2]):

---

[1]) *Karsten*, Eisenhüttenkunde III, §. 846.
[2]) *Dingl.*, LXXVIII, 40. Polyt. Centralbl. 1840, p. 326.

6 Quarz,
3 Borax,
2 calcinirte Soda;

ch *Kenrick*[1]):

100 Kaolin,
117 Borax,
35 Soda,
35 Salpeter,
35 gelöschten Kalk,
13 weissen Sand,
50 weisses Glas.

Nach dem Schmelzen werden 45 Pfd. von dieser omposition mit 1 Pfd. Soda und heissem Wasser zu einm Brei angerührt, dieser getrocknet und abermals fein rieben.

Ein in Schlesien sehr gerühmter Email besteht nach *nist*[2]) aus

	Si	Al	Ca	Sn	Na
I	47,96	1,19	11,27	10,68	28,51.
II	42,46	6,39	0,73	12,66	37,13.

von rein weisser Farbe. II von röthlicher Farbe. Die rundmasse besteht zweckmässig aus 79,83 % Kieselerde d 3,39 % Thonerde, die Differenz ist Natron.

Nach *Clark*[3]):

62,5 weisses Glas,
12,5 Borax,
12,5 Soda.

Nach dem Zusammenschmelzen werden wie vorher Theile mit 1/2 Theil Soda behandelt.

Emaillirverfahren.

c) Verfahren beim Emailliren. Das zweckissigste Verfahren ist folgendes: man trägt die Grundisse in Gestalt eines zarten Breies mittelst eines Pinls ins Gefäss, oder schwenkt sie in demselben herum d lässt das Ueberflüssige ablaufen, trocknet sie dann fangs bei einer Temperatur von 30°, dann im Trocken-

[1]) Polyt. Centralbl. 1847, p. 488.
[2]) Polyt. Centr. 1854, p. 1378; 1855, p. 700.
[3]) Bgwksfd. VII, 208. *Dingl.*, LXXIX, 8.

ofen und brennt sie zuletzt in einer eisernen hellrothglühenden Muffel, um alle Unreinigkeiten fern zu halten, ein, indem man die Gefässe erst in den vorderen Theil stellt und sie dann allmählig nach hinten schiebt.

Nach dem Aufbrennen der Grundmasse wird diese mit Glasur bepudert, getrocknet und ebenfalls eingebrannt.

Dieser Methode gibt *Karsten* vor der den Vorzug, wo man die noch feuchte Grundmasse gleich mit trockner Glasur bestreut und beide in einem einmaligen Feuer einbrennt. Es soll hierbei eine weniger haltbare, fleckige Decke entstehen. *Clark*, *Kenrick*, *Flack* und *Keil* schlagen jedoch dieses Verfahren ein und ersterer will so einen Email erhalten, der weder reisst noch abspringt und jeden schnellen Temperaturwechsel erträgt. *Flack* und *Keil* brennen bei Messingschmelzhitze.

[...]überzug. 5) Ueberziehen des Eisens mit einer glasigen Masse. Das gebeizte Eisen wird mit arabischem Gummi bestrichen und darauf feines Glaspulver gestreut, welches aus 130 Flintglas, 20,5 Soda und 12 Borsäure bereitet ist. Man erhitzt das bestreute Eisen so weit, bis der Ueberzug, welcher sehr dauerhaft sein soll, schmilzt. Das fertige Produkt, in Paris zuerst angefertigt, ist fer controxidé oder inaltérable [1]) genannt worden.

Wyatt [2]) schmilzt ein Glas auf aus 3 Theilen Bleiweiss, 2 Borax und 1 Feuerstein.

II. Abtheilung.

Stabeisenerzeugung.

[...]nschaften. §. 58. Eigenschaften des Stabeisens. Das Stabeisen, Schmiedeeisen, Frischeisen [3]), mag es aus

[1]) Bgwfd. XIII, 653, 798. *Dingl.*, CXIII, 391; Polyt. Centralbl. 1850, p. 818.

[2]) Polyt. Centralbl. 1851, p. 60.

[3]) *Wiegand*, Frischhüttenbetrieb. Berlin 1837. *Overmann*, über das Frischen des Stabeisens. Brünn 1838. *Valerius*, theoret. praktisches Handbuch der Stabeisenfabrikation, deutsch bearbeitet von

Erzen oder aus Roheisen dargestellt sein, unterscheidet sich hauptsächlich dadurch von dem Roheisen, dass es bei einem geringen Kohlenstoffgehalte streckbar, schweissbar und weich ist und nur in den höchsten Temperaturen schmilzt.

Farbe. Farbe weiss bis grau, mit verschiedenem Glanze; helle Farbe mit schwachem Glanze und lichtgraue Farbe mit starkem Glanze charakterisiren ein gutes Eisen; bläulichweisses Eisen mit sehr starkem Glanze ist von schlechter Qualität (verbrannt), desgleichen ganz weisses Eisen mit starkem Glanze in der Kälte leicht zerspringbar (kaltbrüchig).

Dunkle Farbe und schwacher Glanz, deuten auf ein in der Hitze brüchiges (rothbrüchiges) und bei ganz geringem Glanze auf ein mürbes, faulbrüchiges oder rohgefrischtes Eisen.

Textur. Die Textur ist ursprünglich körnig oder zackig, wird aber beim Ausschmieden sehnig. Das zähste und härteste Eisen behält beim Schmieden seine körnige Textur am längsten, weiches wird eher sehnig. Bis zur Schweisshitze erhitzt, wird körniges Eisen beim Ausschmieden sehnig, nimmt aber beim Ablöschen in Wasser seine körnige Textur wieder an. Dieselbe lässt sich durch abermaliges Behandeln in der Schweisshitze und durch Ausrecken wieder in die sehnige verwandeln.

Das beste und zäheste Eisen besitzt weder eckige noch schuppige Körner, diese zeigen ein schlechtes, brüchiges Eisen an. Kaltbrüchiges Eisen hat ganz flache und schuppige Körner, verbranntes schiefrige, rothbrüchiges zeigt lange Sehnen und rohbrüchiges hat kantige, mit Sehnen untermischte Körner.

Während ein beim Ausschmieden nicht sehnig werdendes Eisen zu manchen Zwecken (Ketteneisen, Grubenseilen etc.) unbrauchbar ist, so darf man nicht umgekehrt auf die Anwendbarkeit des Eisens in jedem Falle schliessen,

---

Hartmann. Freiberg 1845. Nebst 2 Ergänzungsheften von 1848 u. 1851. *Tunner*, gemeinfassliche Darstellung der Stabeisen- und Stahlfabrikation. Grätz, 1846.

wenn es sehnig wird, da z. B. rothbrüchiges Eisen, auch sehnig sein kann.

Nur Sehnen mit mattem Silberglanz und lichter Färbung deuten auf ein festes Eisen. Kaltbrüchiges und verbranntes Eisen wird nicht sehnig, weiches Eisen erhält die längsten, rothbrüchiges kürzere, und hartes Eisen die kürzesten Sehnen. Mit der Vergrösserung derselben wächst die Haltbarkeit.

Durch gewisse äussere Einflüsse, z. B. durch stete Erschütterung etc. (Eisenbahnaxen) können eigenthümliche Veränderungen im inneren Gefüge des Eisens vorgehen, die seine Qualität verschlechtern [1]) (Bd. I, p. 218). Aus diesem Grunde sind schmiedeeiserne Kanonen weniger dauerhaft als gusseiserne und bronzene [2]).

f. Gewicht.

Specifisches Gewicht = 7,6.

1 Cubicfuss rheinländisch = 514 Pfd. preussisch.

1 Cubiczoll „ = 9,52 Loth „

rte und tigkeit.

Härte und Festigkeit. Je nach der Textur des Eisens unterscheidet man weiches und hartes; ist ersteres langsehnig bei lichter Farbe, so ist es von vorzüglicher Güte; das kurzsehnige dunkle ist weich, mürbe und ohne Festigkeit. Durch Abkühlung in Wasser wird Stabeisen nicht bedeutend härter. Stabeisen übertrifft Roheisen an absoluter und relativer Festigkeit, dagegen ist der rückwirkenden nicht viel Vertrauen zu schenken.

halten in r Hitze.

Verhalten in erhöhter Temperatur. Beim Erhitzen des Eisens durchläuft es folgende Stadien des Glühens.

Anlaufen des Eisens bei	400 ° C.
Anfang des Rothglühens	525 ° C.
Dunkelrothglühen . . .	700 ° C.
Anfang. Kirschroth . .	800 ° C.
Stärkeres Kirschroth . .	900 ° C.
Völliges Kirschroth . .	1000 ° C.
Dunkel Orange	1100 ° C.
Lichtes Glühen	1200 ° C.
Weissglühen	1300 ° C.
Starkes Weissglühen . .	1400 ° C.

---

[1]) B. u. h. Ztg. 1842, p. 941.

[2]) B. u. h. Ztg. 1849, p. 26.— Polyt. Centr. 1849, p. 64.— *Dingl.*, CX, 155.

Blendendes Weissglühen 1500—1600° C.
Stabeisen schmilzt . . . 1580—1600° C.

Der Stahl wird eher weissglühend als Stabeisen und dieses nicht viel später als graues Roheisen. In diesem Zustande ist das Stabeisen so weich, dass sich 2 Stücke durch Schlagen oder Pressen mit einander vereinigen lassen (zusammenschweissen), ohne dass Fluss eintritt. Hartes Eisen schweisst früher als weiches. Im glühenden Zustande dem Luftstrom ausgesetzt oxydirt sich das Eisen und überzieht sich mit einer schwachen Decke (Glühspan, Hammerschlag, Schmiedesinter), welche nach *Berthier*[1]) aus $\dot{F}e^4\,\bar{F}e$ besteht. Die Entstehung dieses Glühspans bewirkt nicht allein Verlust (Abbrand)[2]), sondern kann auch unter Umständen den eisernen Gegenstand unansehnlich und unbrauchbar machen, wenn er sich z. B. beim Walzen des Eisens in dasselbe eindrückt. Beim Aushämmern wird der Glühspan durch die Erschütterungen des Hammers vollständiger entfernt.

Die Verhinderung des Luftzutrittes zum glühenden Eisen geschieht wohl durch den schmelzenden Hammerschlag selbst, oder auch durch Bestreuen mit Sand (Schweisssand), wodurch sich eine flüssige Schlacke bildet, welche aber das Eisen doch nur unvollkommen schützt. Man muss indessen zu diesem Mittel schreiten, wenn das Eisen dem Luftstrom längere Zeit ausgesetzt werden soll. Besser als reiner Sand soll es nach schwedischen Erfahrungen sein, denselben mit Kochsalz zu mengen, oder noch besser, ihn in eine starke Salzauflösung zu schütten und dann zu trocknen. Auch wendet man wohl Glasgalle und in England zu feineren Arbeiten selbst Borax an. Durch lange anhaltendes Glühen bei Luftzutritt (trockne Schweisshitze) verliert das Eisen seinen Kohlenstoffgehalt, nimmt statt der zackig sehnigen eine krystallinisch körnige Textur an, wird mürbe und brüchig und heisst in diesem Zustande verbranntes Eisen. Obgleich der Sauerstoff nur auf die Oberfläche

---

[1]) *Karst.*, Arch. 1. R. XI, 433; IX, 508; XIII, 365.
[2]) *Dingl.*, LI, 398.

wirkt, so wird der Kohlenstoffgehalt auch in der Mitte der Masse vermindert, indem das auf der Oberfläche sich bildende Eisenoxydul den Kohlenstoff oxydirt, dieser sich mit der ganzen Masse ins Gleichgewicht zu setzen strebt und immer wieder auf der Oberfläche oxydirt wird. Soll diesem ausgedörrten Eisen seine Zähigkeit wiedergegeben werden, so muss es einer saftigen Schweisshitze unter flüssiger Schlacke ausgesetzt und im schweisswarmen Zustande unter Hämmern oder Walzen bearbeitet werden. Eisen, welches gar nicht schweisst, taugt nicht, wiewohl aber auch ein gut schweissendes schlecht sein kann. So lässt sich z. B. rothbrüchiges Eisen in der Schweisshitze gut bearbeiten, erhält aber in der Rothglühhitze Kantenrisse, es wird unganz, spaltet sich in Schiefern, die sich nicht wieder mit einander vereinigen. Bei gewöhnlicher Temperatur kann rothbrüchiges Eisen fest sein, dagegen ist das rothbrüchige, nicht gut ausgearbeitete Eisen in der Hitze und Kälte brüchig. Kaltbrüchiges phosphorhaltiges Eisen lässt sich gewöhnlich gut schweissen.

§. 59. Verhalten des Stabeisens zu anderen Körpern. Sauerstoff[1]) wirkt in der oben (p. 203) angegebenen Weise.

[Sau]erstoff.

[W]asser.

Wasser bei Gegenwart der Kohlensäure haltigen Luft oxydirt das Stabeisen rasch, es rostet; am schnellsten rostet rothbrüchiges, am schwersten kaltbrüchiges Stabeisen.

[Koh]lenstoff.

Kohlenstoff verwandelt Stabeisen bei erhöhter Temperatur in Stahl.

[S]chwefel.

Schwefel[2]) macht in den geringsten Mengen, schon bei 0,0001, das Eisen rothbrüchig und zwar je nach seiner Menge in verschiedenen Graden. *Karsten* glaubt den Gehalt von 0,01 Schwefel als die Grenze ansehen zu können, bis zu welcher der Schwefel mit dem Eisen verbunden sein kann, ohne dasselbe ganz unbrauchbar zu machen.

[Phos]phor.

Phosphor macht das Eisen kaltbrüchig, d. h. er nimmt ihm bei gewöhnlicher Temperatur seine Festigkeit

[1]) Bgwfd. VIII, 411. *Dingl.* LI, 116.

[2]) *Karsten's* Arch. 1. R. X, 744.

Fast alles Staboisen enthält Phosphor; so lange derselbe unter 0,5 % bleibt, ist nach *Karsten* für die Beschaffenheit des Eisens wenig zu fürchten.

Säuren lösen Stabeisen leichter auf als Stahl und Gusseisen. Säuren.

Silicium schadet, wenn es über 0,05 % beträgt, der Festigkeit des Stabeisens und macht dasselbe faulbrüchig. Silicium.

Aluminium ist weniger im Stabeisen gefunden, als Calcium[1]). Bei Zusatz von viel Kalk zeigt sich eine Abnahme der Festigkeit und Schweissbarkeit des Eisens, und man pflegt dasselbe hadrig zu nennen. Aluminium Calcium.

Von den Metallen machen:

Kupfer und Mangan das Eisen rothbrüchig, Zinn, Antimon und Arsen aber kaltbrüchig. *Rubach*[2]) fand in einem sehr kalt- und warmbrüchigen Eisen kein Kupfer, Arsen, Phosphor, Schwefel und Silicium, sondern 1,53 % Nickel, 0,63 Kobalt und 0,19 Kohlenstoff. Metalle.

§. 60. Verschiedene Arten des Stabeisens[3]). Nach den angegebenen Eigenschaften lassen sich mehrere Arten von Stabeisen unterscheiden, deren Verschiedenheit in der mehr oder minder vollkommen erfolgten Entkohlung (hartes und weiches Stabeisen) liegt oder durch geringe Mengen fremdartiger Beimengungen bedingt ist. Es lassen sich folgende Arten unterscheiden: Stabeisenart

a) Hartes Eisen, von körniger Textur, ist hart und behält beim Schmieden die körnige Textur lange. Es kann sein Hartes Eisen

α) hart und fest (zäh oder derb); dasselbe besitzt dann den grössten Kohlenstoffgehalt, lässt sich kalt und warm gut biegen und ist die festeste und eine sehr gute Eisensorte. Es ist stets dichter als weiches Eisen, widersteht der Abnutzung besser und wird durch wiederholtes Glühen weicher, während weiches Eisen dadurch leicht mürbe wird. Fremde Beimengungen machen es stets spröder.

---

[1]) Veränderung des Stabeisens durch Schmelzen mit Erden. *Karst.*, Arch. 1. R. IX, 417.

[2]) *Dingl.*, CXVII, 395.

[3]) *Valerius*, Stabeisenfabrikation, deutsch von *Hartmann* 1845, p. 21.

β) Hart und spröde, ist gewöhnlich roh, nicht gleichmässig gefrischt, lässt sich schlecht schmieden und springt auch in der Kälte.

γ) Hart und mürbe, lässt sich in der Hitze gut schmieden und biegen, zerspringt aber in der Kälte (kaltbrüchiges Stabeisen). Ist leichtflüssiger, wenig oxydirbar und nimmt eine schöne Politur an.

δ) Hartes und wildes Eisen. Lässt sich in gewöhnlicher Temperatur gut biegen und ist sehr fest, bei Rothglühhitze nimmt aber die Festigkeit ab, beim Ausschmieden entstehen leicht Trennungen, Kantenrisse, die Trennungsflächen oxydiren sich schnell und lassen sich nicht wieder verbinden. Solches Eisen bricht bei gewöhnlicher Temperatur schwerer, als das weiche, ist aber schwer ohne Trennung in die verlangte Form zu bringen. Diese Eigenschaft zeigt rothbrüchiges Eisen und besonders ist das Mangan und Kupfer haltige in niedriger Temperatur sehr fest, haltbar und oxydirbar.

[...]hes Eisen. b) Weiches Eisen. Nimmt leicht Eindrücke an und ändert beim Schmieden seine körnige Temperatur rascher in eine sehnige um.

Man kann unterscheiden:

α) Weiches und zähes Eisen. Verändert die Form leicht, springt unter allen Umständen schwer, gibt dem Drucke nach, hat wenig Steifigkeit und nutzt sich leicht ab. Bei gleichem Grade der Zähigkeit zieht man das harte Eisen dem weichen vor.

Durch kaltes Hämmern pflegt ein zähes Eisen spröde und brüchig zu werden.

β) Weiches und sprödes Eisen. Zerspringt in der Kälte sehr leicht, ist aber in der Hitze biegsam, so das verbrannte und stark faulbrüchige Stabeisen.

γ) Weiches und mürbes Eisen ist in der Hitze und zum Theil auch in der Kälte biegsam, hält aber keine starken Schläge aus, wie das schwach- kalt- und faulbrüchige Stabeisen.

[...]beisen-[...]roben. §. 61. Probiren des Stabeisens [1]). Zur Erkennung

[1]) *Hausmann*, Studien des Götting. Vereins. II, 86. *Erdman*[...]

und Prüfung der verschiedenen Stabeisensorten, lassen sich folgende Proben anstellen:

Wurfprobe.

a) Das Herabwerfen von Eisenstangen aus einer bestimmten Höhe oder blos mit dem hochgehobenen Arme auf einen schmalrückigen Ambos, ohne auf Art und Dimensionen des Eisens Rücksicht zu nehmen.

Fallprobe.

b) Das Fallenlassen eines Gewichtes auf den Eisenstab, dessen Schwere und Fallhöhe nach den Querdimensionen des Stabes möglichst verhältnissmässig berechnet worden sind.

Krümmungsprobe.

c) Man legt schwere Stäbe hohl und schlägt sie an beiden Enden und in der Mitte mit einem scharfkantigen Hammer krumm und wieder gerade.

Biegungsprobe.

d) Man spannt Eisenstäbe mit der Hälfte ihrer Länge ein, und biegt den hervorstehenden Theil auf und nieder bis zum Brechen, wo alsdann die Anzahl der Auf- und Niederbiegungen die Grösse der Zähigkeit angibt.

Mängel dieser Proben.

Während diese Proben entweder die Fehlerhaftigkeit oder Gutartigkeit des Eisens beweisen, so gestatten sie jedoch im Allgemeinen nicht die Erkennung der einzelnen oben bezeichneten Eisensorten und machen keinen Hauptunterschied unter denselben. Ein solcher ergibt sich aber bei näherer Erforschung der Eigenschaften des Eisens in folgender Weise:

Erkennung der Eisensorten.

a) Das äussere Ansehen der Stäbe. Glatte, scharfkantige Stäbe mit einem gleichförmigen dichten Bruch an beiden Enden deuten auf ein gutes Eisen. Ist die äussere Fläche gut, aber sehr blank, eine auf derselben befindliche blaue, farbige Schicht sehr glatt und dicht, so ist der Stab kalt mit Wasser überhämmert und zeigt mehr Härte und Sprödigkeit, als ihm seiner übrigen Beschaffenheit nach zukömmt; er kann weich oder hart, aber nicht kaltbrüchig sein, weil er sonst beim Hämmern in der Kälte gesprungen wäre.

Verbranntes und rothbrüchiges Eisen gibt keinen glatten scharfkantigen Stab, bei einem einigermassen

---

Journal für ökonomische und technische Chemie 1833, No. 2. Freib. Jahrb. 1841, p. 1.

starken Rothbruche zeigen sich senkrecht auf die Kanten Risse. Oft sind die Risse so fein, dass sie der Beobachtung entgehen. Der Rothbruch ist am besten 1—2 Fuss vom Ende des Stabes zu finden.

Längenrisse, so wie ein ungleichförmig dichter Bruch an beiden Enden des Stabes deuten auf Rohbruch. Durch schlechte Behandlung beim Schmieden entstehen auch die sogenannten Aschenflecke, runde Stellen, in und auf welche hartes Eisenoxyduloxyd eingehämmert ist.

Weiches Eisen gibt mit einer Feile behandelt, einen langen, hartes einen kurzen und kaltbrüchiges einen kurzen, rauhen, sehr weissen Spahn.

b) Das Verhalten beim Biegen. Den Unterschied zwischen hartem und weichem Eisen ergibt die grössere oder geringere Elasticität beim Biegen um einen viereckigen Pfeiler; kaltbrüchiges, kalt überhämmertes weiches und rothbrüchiges Eisen bricht oft bei dem ersten Biegen; hält es mehrere Biegungen aus, so knistert es um so mehr, je härter es ist und bricht zuletzt mit lautem Klange.

Weiches und rothbrüchiges Eisen lässt sich lautlos biegen, hartes knistert und zittert.

c) Das Bruchansehen. Hartes Eisen hat einen grauen, feinkörnigen Bruch, beim Biegen wird das Korn nach der Seite gedrängt, nach welcher gebogen wurde und die kurzen Sehnen nach der anderen. Weiches Eisen, welches durch Ausstrecken sehnig werden soll, darf nicht durch Biegen gebrochen werden, sondern durch einen starken Schlag, der das Korngefüge unverändert lässt. Beim Biegen erhält es feine, lange, lichtgraue Eisensehnen. Kaltbrüchiges und verbranntes Eisen hat einen weissen, grobkörnigen, fast krystallinischen Bruch, mit starkem, politurähnlichem Glanze. Beim kaltbrüchigen Eisen neigt sich das Weiss ins Blau und bei verbranntem[1])

[1]) Unterscheidung des kaltbrüchigen und verbrannten Stabeisens. *Karst.*, Arch. 1. R. XV, 458.

ins Gelbe, indem gleichzeitig bei ersterem die Körner schiefrig und stufenartig angeordnet sind.

Rothbrüchiges Eisen zeigt einen dunklen, weniger glänzenden Bruch und kann sowohl fadig als körnig sein. Es hält gewöhnlich mehrere Biegungen aus und hat bei starkem Rothbruch grobe, graue Sehnen ohne Glanz.

Rohbrüchiges Eisen ist auf dem Bruche dunkel, ungleich, sehnig und körnig.

d) Das Verhalten in der Hitze. Weiches Eisen schweisst nur bei den höchsten Temperaturen mit lichten, feinen Schweissfunken und bleibt glühend in Wasser abgelöscht weich, ohne sein Gefüge bedeutend zu verändern, nur wenn harte Stellen darin sind, wirft es sich beim Ablöschen.

Hartes Eisen schweisst bei geringerer Hitze, aber weniger gut, wird beim Ablöschen feinkörnig, lichter, härter und zieht sich leichter. Wirft feine rothe Schweissfunken, gibt wenig und feinen Hammerschlag.

Rothbrüchiges Eisen wird bei Dunkelrothgluth rissig, wirft beim Glühen sehr grobe dicke Funken und entwickelt bei bedeutendem Schwefelgehalt, in Wasser abgelöscht, Schwefelwasserstoff.

Kaltbrüchiges Eisen schmiedet sich leicht in höherer Temperatur und wird durch Ablöschen nicht härter, springt aber in der Kälte.

Verbranntes Eisen zerbröckelt warm eben so wie kalt.

e) Das Anätzen der Stäbe mit verdünnten Säuren. Hartes Eisen zeigt beim Anätzen eine graue, beim Poliren eine lichtere Farbe, als weiches und rothbrüchiges Eisen, letzteres ist das dunkelste, kaltbrüchiges noch lichter, als hartes. Bei angeäzten und langsam erhitzten Eisenstäben überlaufen harte Stellen früher mit Farben als die weichen.

Auswahl Eisensor

§. 62. Anwendbarkeit der verschiedenen Stabeisensorten. Bei der verschiedenen Beschaffenheit der Stabeisensorten muss die Auswahl desselben für praktische Zwecke sorgfältig geschehen.

Hartes krystallinisches Eisen eignet sich am besten

da, wo der Reibung zu widerstehen ist, z. B. zu den Köpfen von Eisenbahnschienen, zu den äussersten Theilen von Eisenbahntyres etc., ferner zur Verarbeitung in die feineren Dimensionen und für Gegenstände, denen eine grosse dauernde Politur gegeben werden soll. Auch widersteht es den atmosphärischen Niederschlägen, thierischen Ausdünstungen etc. am besten.

Zähes fadiges Eisen ist dagegen für solche Gegenstände vorzuziehen, bei denen die Widerstandsfähigkeit gegen Rost, Schlag und Last Haupterforderniss ist. Es sind daher Maschinentheile, Anker, Ketten und auch der Fuss von Eisenbahnschienen am besten von solchem Eisen anzufertigen.

I. Abschnitt.

Darstellung des Stabeisens aus Erzen. (Rennarbeit)

chiedene tellungs- thoden.

§. 63. Allgemeines. Die Darstellung des Schmiedeeisens geschieht theils unmittelbar aus Erzen, theils aus Roheisen. Die erstere Methode, Rennarbeit[1]) genannt, ist das älteste Verfahren, und wird jetzt nur noch selten angewandt, weil dasselbe, obgleich ein vorzüglich reines und zähes Stabeisen liefernd, nur eine geringe Ausdehnung der Fabrikation und eine sehr unvollkommene Benutzung der Erze gestattet. Es eignen sich dazu nur reiche und leichtflüssige Erze, welche in Heerden oder kleinen Schachtöfen, (Stück-, Blauöfen) behandelt, ein stahlartiges Stabeisen liefern, welches durch wiederholtes Ausschweissen in wahres Stabeisen umgewandelt werden muss. Dadurch entsteht ein grosser Zeit- und Kohlenaufwand, so wie auch ein Eisenverlust[2]). *Thoma*[3])

[1]) B. u. h. Ztg. 1843, p. 320, 576.
[2]) Bgwfd. VI, 85, 231; VII, 85. *Dingl.* CXXXII, 32.
[3]) Bgwfd. VI, 81; B. u. h. Ztg. 1843, p. 871; 1845, p. 167.

und *Clay* haben mit Vortheil Stabeisen in Puddelöfen unmittelbar aus Erz erzeugt.

Erstes Kapitel.

Rennarbeit in Schachtöfen.

§. 64. Stückofenwirthschaft[1]). Die noch in Steyermark gebräuchlichen Stücköfen, Wolfsöfen, sind 10—16′ hohe Schachtöfen, rund oder viereckig, meist mit einem Bauch oder Kohlensack versehen. Die zur Schmelzung kommenden leichtflüssigen Erze liefern ein stahlartiges, mehr oder weniger geschmeidiges Eisen, welches sich auf dem Boden zu einem Stück, Wolf, Mass, Guss, Luppe ansetzt. Sobald sich eine hinreichende Menge davon angesammelt hat, wird nach dem Niedergehen der Gichten und nach Entfernung der durch Wasser abgekühlten Schlacken der Abstich aufgebrochen, der Wolf mit Brechstangen herausgeholt, der Ofen wieder zugemacht und in Betrieb gesetzt. Der Wolf wird dann durch wiederholtes Ausschweissen in Stabeisen verwandelt.

Verfahren.

§. 65. Rennarbeit in Blauöfen. Sie unterscheidet sich von der vorigen dadurch, dass die Blauöfen sehr niedrig sind (3—7′). Bei den niedrigen wird der Wolf mit Zangen oben aus der Gicht gehoben, bei höheren durch die geöffnete Brust ausgebrochen. Der Prozess ist höchst unvollkommen.

Verfahren

Zweites Kapitel.

Rennarbeit in Heerden.

§. 66. Deutsche Luppenfrischerei[2]). Sie unterscheidet sich von der Arbeit in Blauöfen nur dadurch,

Eigenthümlichkeiten.

---

[1]) *Karst.*, Eisenhkde. IV, §. 983. *Leblanc*, II, 283.

[2]) Ueber die Verarbeitung von Eisenerzen in Heerden. *Karst.*, Arch. 1. R. IX, 465. — *Erdm.*, J. IX, 361, 371. — *Dingl.*, LXVI, 218; LXXI, 52, 415; LXXXII, 40; LXXX, 29; LXXXVIII, 367; LXXVIII, 229.

dass sie in einem Heerd aus eisernen Platten, oder einem gemauerten kesselförmigen Raum ausgeführt wird. Sie war bis 1798 in Oberschlesien üblich, und soll noch jetzt in Ostgalizien im Gange sein.

'erfahren. §. 67. Französische Luppenfrischerei. Das Erz wird entweder in demselben Heerd oder in einem besonderen Heerd stark geröstet und reducirt, dann aber erst umgeschmolzen. In verschiedenen Gegenden ertheilt man den Heerden verschiedene Dimensionen, die kleinsten sind die Katalonischen[1]), (Taf. VI, Fig. 96, 97), dann folgen die Navarrischen, und am grössten sind die Biscayischen Feuer.

Diese Methode findet besonders in den Pyrenäen Anwendung und pflegt der erforderliche Wind durch ein Wassertrommelgebläse erzeugt zu werden.

:nthümlichkeiten. §. 68. Italienische Luppenfrischarbeit. Diese unterscheidet sich von der französischen dadurch, dass die Reduction und Schmelzung nicht gleich auf einander folgen, wodurch mehr Zeit und Kohlen verloren gehen.

II. Abschnitt.

Darstellung des Stabeisens aus Roheisen.

Theorie. §. 69. Allgemeines. Während beim Eisenhohofenprozesse die Reduction der Eisensteine auf der Abscheidung des Sauerstoffs durch Kohle beruht, so geschieht die Umwandlung des Roheisens in Stabeisen (das Frischen) durch Verbrennen des Kohlenstoffs im Roheisen. Die Oxydation des Kohlenstoffs findet weniger direct durch den Sauerstoff der Luft statt, als durch die Einwirkung des gebildeten oxydirten Eisens (Eisenfrischschlacke) auf das

---

[1]) *Karst.*, Arch. 1. R. IX, 465.

kohlehaltige Roheisen[1]). Gleichzeitig mit dem Kohlenstoff werden auch die anderen Bestandtheile im Roheisen z. B. Silicium, Aluminium, Calcium, Mangan, Schwefel, Phosphor etc. zum grössten Theil durch Oxydation oder besondere Zuschläge entfernt, was zur Erlangung eines vollkommen dehnbaren Eisens (Schmiedeeisens) nothwendig ist.

So einfach der Frischprozess der Theorie nach erscheint, ebenso schwierig ist seine Ausführung, indem es dabei hauptsächlich auf mechanische Geschicklichkeit und ein geübtes Auge ankömmt.

Classificati der Frisch methoden

Alle Frischmethoden lassen sich unter folgende 2 Hauptabtheilungen bringen:

Heerdfrisch

1) Das Heerdfrischen, wo das Roheisen in einem kastenförmigen Raume bei Gebläseluft meist mit verkohlten Brennmaterialien eingeschmolzen etc. wird.

Puddelfrisch

2) Das Flammofenfrischen (Puddeln) ohne verkohltes Brennmaterial und Gebläseluft.

Beide Methoden haben ihre Vortheile und Nachtheile[2]).

Vergleichu beider Methoden

Als Vorzug des Heerdfrischens vor dem Puddeln ist besonders hervorzuheben, dass man bei ersterem ein reines, mehr dichtes, hartes und zähes Eisen bekömmt, und zwar wird dies veranlasst:

a) Durch die gewöhnliche Anwendung eines reinen Rohmaterials, meist des Holzkohleneisens.

b) Durch Benutzung eines vegetabilischen reinen Brennmaterials, gewöhnlich Holzkohle.

c) Durch Bearbeitung nur kleiner Quantitäten, welche besser zu handhaben sind. In derselben Zeit verarbeitet man im Puddelofen 240 Ctr. und im Heerd nur etwa 70 Ctr. Roheisen.

d) Durch Anwendung von Hämmern statt Walzwerken. Das Ausschmieden gestattet, obgleich langsamer vor

---

1) *Karst.*, Arch. 1. R. XIV, 202.

2) *Dingl.*, CXVI, 272. — B. u. h. Ztg. 1843, p. 217; 1852, p. 726. — Bgwfd. V, 22; VII, 156. — Vergleichung der verschiedenen Frischmethoden, in *Valerius* Stabeisenfabrikation, deutsch von *Hartmann* 1845, p. 515.

sich gehend, eine bessere Reinigung des Eisens wegen der Wirkung der öfteren Hitzen, der berührenden Luft und der Erschütterungen durch den Hammer.

e) Durch das wiederholte Aufbrechen, Durcharbeiten und Niederschmelzen bei Zutritt von Gebläseluft, wobei die fremden Bestandtheile vollständig abgeschieden werden. Nur durch wiederholte Schweiss- und Raffinirfeuer erreicht man beim Puddelfrischen, jedoch mit einem bedeutenden Eisenabgang, gute Resultate.

Als Vorzüge des Puddelns lassen sich nachstehende anführen:

a) Durch das Puddeln kann man aus unreinem Roheisen ein besseres Product erzeugen, als durch das Heerdfrischen, wie man solches auch gewöhnlich dafür verwendet (Cokesroheisen).

b) Die Operation ist leichter, einfacher, vollkommner, weil man in jedem Augenblicke den Verlauf der Arbeit mit dem Auge verfolgen kann.

c) Der geringe Preis des Roheisens (gewöhnlich wird Cokesroheisen benutzt) und des rohen oder gasförmigen Brennmaterials und die Schnelligkeit, womit sich der Prozess ausführen lässt, gestatten eine so billige und vergrösserte Production, wie sie von der Heerdfrischerei niemals erreicht werden kann. 100 Pfd. Roheisen geben beim Heerdfrischen etwa 72 Pfd. Stabeisen bei einem Verbrauche von 1—1⅓ Ctr. Holzkohlen auf 1 Ctr. Stabeisen. Im Puddelofen erhält man von 125—140 Pfd. Roheisen 100 Pfd. Stabeisen bei einem Verbrauche von 100 Pfd. Steinkohlen.

d) Das gewalzte Puddeleisen ist fast stets fasrig und gleichförmiger, als das in Heerden erzeugte und unter Hämmern bearbeitete, welches öfters neben sehnigen Stellen körnige zeigt.

Nach *Malberg* und *Althans* [1]) besitzt Puddeleisen, unter Walzen verarbeitet, wenigstens eine eben so grosse, wenn nicht eine grössere absolute Festigkeit, als in Heerden gefrischtes Stabeisen, vorausgesetzt dass beide gleich sorgfältig hergestellt sind, und nur die reine Eisenfaser unter

---

[1]) *Dingl*, CXVI, 272.

usschluss von Fehlstellen berücksichtigt wird. Unter dem
ammer behandeltes Eisen ist zuweilen in Folge darin
bliebener Scklacke unganz, ein Fehler, den man nicht
nmer sehen und oft nicht vermeiden kann. Beim Walzen
ird das Eisen seiner Länge nach haltbar, während das
efüge des geschmiedeten Eisens mehr geneigt ist, eine
ch allen Richtungen gleiche Cohäsion zu zeigen. Das
'alzen macht die Stäbe gleichartiger und auch gleichför-
iger in den Dimensionen.

e) Schwefel und Phosphor werden vollständiger abge-
hieden, weil das Eisen mit Kohle nicht in Berührung
ommt, durch welche die schon oxydirten Beimengungen
is den Schlacken wieder reducirt werden und sich mit
m Eisen verbinden.

Gutes Eisen verliert durch das Puddeln im Vergleich
m Heerdfrischen, wogegen schlechtes dadurch ver-
ssert wird.

Erster Theil.

Heerdfrischen.

§. 70. Allgemeines. Es gibt eine grosse Anzahl
n Frischmethoden, welche zwar alle die Entkohlung
s Roheisens bezwecken, doch in Anwendung der Mittel
d in den verschiedenen Manipulationen abweichen und
eilweise durch die disponiblen Frischmaterialien be-
ngt werden [1]).

Allgemeines.

[1]) *Wiegand*, Frischhüttenbetrieb. Berlin 1837. — *Overmann*, Frischen des Eisens. Brünn 1838. — *Tunner*, Stabeisen- und Stahlbereitung in Frischheerden. Grätz 1846. — *Karsten's* Eisenh. 3. Auflage. — *Valerius*, Stabeisenfabrikation deutsch von *Hartmann* 1845, p. 464. — *Mayrhofer*, Erscheinungen beim Frischen des Roheisens in Frischfeuern. Bgwfd. VII, 177. — *Thirria*, über die Vervollkommnungen und Veränderungen des Heerdfrischens. Bgwfd. IV, 177; V, 33, 72, 102, 138, 152, 171, 185, 197, 218; VI, 103. B. u. h. Ztg. 1842, p. 188.

Erstes Kapitel.

Frischmaterialien.

enarten.

§. 71. Roheisen[1]). Die Beschaffenheit des Roheisens ist beim Frischen sehr zu berücksichtigen, indem sich danach hauptsächlich der Feuerbau, die Windführung und die Manipulationen richten müssen. Auch hat sie einen bedeutenden Einfluss auf die Dauer und den Gang des Frischprozesses.

Der Frischprozess zerfällt in 2 Hauptperioden, ins Einschmelzen und eigentliche Frischen, d. h. die Vereinigung des geschmeidig werdenden Eisens zu einer Eisenmasse (Luppe). Geschieht diese Vereinigung rasch, so sagt man, es geht gar, wenn langsam, roh.

raues heisen.

Graues bei hoher Temperatur erzeugtes Roheisen, namentlich das bei heissem Wind erblasene siliciumreiche[2]) bedarf zum Schmelzen einer hohen Temperatur, wird alsdann ganz dünnflüssig, und die Oxydation seines Kohlenstoffs erfolgt langsam, indem einestheils der Graphit schwer verbrennt, anderentheils dem Winde sowohl als dem oxydirten Eisen (Frischschlacken) nur die Oberfläche des geschmolzenen Eisens zur Einwirkung dargeboten wird. Solches siliciumreiches Eisen ist demnach zum Rohgang geneigt und veranlasst viel Verlust an Eisen[3]), Brennmaterial und Zeit.

Nimmt man die Zusammensetzung einer Frischschlacke $= \dot{F}e^9 \dddot{S}i$ an, so ergibt sich, da sowohl die Kieselsäure als auch das Eisenoxydul aus dem Roheisen kommen, dass für jedes Procent Silicium des Roheisens 11 % Eisen verbrannt werden müssen, um damit eine Frischschlacke zu bilden. Zwar ist der Verlust in der Wirklichkeit nicht so gross, indem sich immer wieder etwas Eisenoxyd reducirt, allein er möchte doch wohl das 6fache vom Ge-

---

1) *Valerius*, Stabeisenfab. deutsch von *Hartmann* 1845, p. 12.

2) Verhalten des bei kalter und warmer Luft erblasenen Roheisens beim Frischen, Bgwfd. IV 145, 420.

3) Ueber d. Eisenverlust beim Frischen, Oester. Zeitsch. 1853, p. 376.

wicht des Siliciums ausmachen, so dass bei einem Siliciumgehalt des Roheisens von 3 % der Eisenverlust 18 % beträgt. Ausserdem entsteht niemals ein Eisen von untadeliger Beschaffenheit. Aber dennoch erzeugt man oft absichtlich bei hoher Temperatur solches siliciumreiches Eisen, wenn die Erze Schwefel und Phosphor enthalten, die dabei zum grossen Theil weggeschafft werden. Man gibt hiernach in solchen Fällen dem grauen Eisen den Vorzug vor dem weissen, indem sich beim Frischprozess Phosphor und Schwefel nur schwierig, Silicium aber sehr leicht abscheiden lässt. Bei Cokes oder Holzkohlen und bei warmer Luft erzeugtes Eisen enthält weniger chemisch gebundenen Kohlenstoff und mehr Silicium, als das mit kalter Luft dargestellte, es lässt sich weit schwieriger schmelzen und frischt weit langsamer. Enthält es schädliche Stoffe, so ist nie oder nur mit grossen Verlusten ein gutes Eisen daraus zu erwarten.

Häufig verfrischt man halbirtes Roheisen, welches billiger herzustellen und leichter zu verfrischen ist, als graues, welche Vorzüge oft der Mangel einer geringeren Reinheit aufhebt.

Weisses Roheisen

Weisses Eisen schmilzt im Allgemeinen bei einer niedrigen Temperatur, also rascher als graues Eisen, wird dann gewöhnlich teigartig zähe und gibt in diesem Zustande seinen Kohlenstoff, der meist chemisch gebunden ist, schneller an den Sauerstoff ab, frischt demnach rascher als graues und wird deshalb gaarschmelzig genannt.

Aber nicht alles weisse Eisen verhält sich gleich vortheilhaft im Frischfeuer. Das luckige Roheisen (p. 136) mit dem geringsten Kohlenstoffgehalt (3,5—3,63 %) lässt sich sehr leicht verfrischen; Spiegeleisen mit dem höchsten Kohlenstoffgehalt wird anfangs sehr flüssig und verhält sich ähnlich wie graues Roheisen, frischt dann aber leicht.

Grelles weisses Eisen, durch Abkühlung des grauen Eisens bei Rohgang erhalten, welches alle Unreinigkeiten eines grauen Roheisens enthält, frischt zu schnell, ist zu gaarschmelzig, indem die fremden Bestandtheile nicht Zeit haben, sich zu oxydiren und abzuscheiden, wodurch ein

schlechtes mürbes Product erzeugt wird. Solches Eisen muss mit passenden Zuschlägen verfrischt werden, welche den Gaargang verlangsamen, wodurch allerdings Kosten und Eisenabgang vermehrt werden. Nur die reinen weissen Eisensorten, wozu besonders die mit Mangan haltigen Erzen erblasenen gehören, kann man mit der natürlichen Geschwindigkeit verfrischen.

Das zum Frischen kommende Roheisen hat zweckmässig die Form dünner Platten (**Gänze, Blattl**) oder kleiner Würfel (**Würfeleisen**).

reck des ısmachens.

§. 72. **Vorbereitung des grauen Roheisens zum Verfrischen**[1]**, Weissmachen, Feinen.** Obgleich, wie vorhin angeführt ist, graues Roheisen wegen seiner Neigung zum Rohgang schwierig zu verfrischen ist, so ist man doch sehr häufig in die Nothwendigkeit versetzt, dasselbe zu verarbeiten, indem es bei der in neuerer Zeit fast überall mit grossem Vortheil eingeführten heissen Gebläseluft das gewöhnliche Product des Hohofens ist. Das Verfrischen desselben geschieht dann entweder direct mit passenden Zuschlägen oder nachdem es zuvor in weisses Eisen umgewandelt ist. So wird in den deutschen Frischschmieden fast nur graues Roheisen bearbeitet. Beim tropfenweisen Niederschmelzen vor der Form reinigt es sich von leicht oxydirbaren Bestandtheilen (P, S, Si), erstarrt dann plötzlich auf der mit gaarenden Zuschlägen versehenen Sohle, wird dadurch weiss und dann, durch **Rohaufbrechen** wieder vor die Form gebracht, gaarschmelzig. Dieses s. g. **Weissmachen** bezweckt hauptsächlich die Zerstörung des Graphits und somit das schnellere Gaaren, auch wirkt es vortheilhaft auf die Abscheidung von Schwefel und Phosphor. Es kann auf folgende Weise geschehen:

ılöschen.

1) Durch **Ablöschen** des in Gestalt von Gänzen oder Scheiben aus dem Hohofen abgelassenen Roheisens. Vortheilhaft giesst man das Roheisen in mit Kalk überzogene gusseiserne Formen[2]).

---

[1]) *Karst.*, Arch. 1. R. VIII, 188.

[2]) Bgwfd. IX, 156, 550.

2) Durch Granuliren, welches die Umwandlung des grauen Eisens in weisses vollständiger als das Ablöschen bewirkt.

Granuliren.

3) Durch Scheibenreissen, Blattlheben, verbunden mit dem Braten[1]). Die mit Wasser abgelöschten Scheiben werden in Bratheerden (Bd. I, Taf. I, Fig. 18) bei Luftzutritt geglüht, wodurch sie einen Theil ihres Kohlenstoffs verlieren, aber weniger andere Unreinigkeiten.

Scheibenreissen.

4) Durch das Hart-[2]) und Weichzerrennen oder Blattlheben am Zerrennheerd. Das graue Eisen wird in Zerrennheerden vor dem Gebläse ohne Zuschläge niedergeschmolzen, wobei weniger der Kohlenstoff, als Mangan und Silicium abgeschieden werden. Ist der Heerd voll Eisen, so schreitet man zum Scheibenreissen, wie beim Kupfergaarmachen. Insofern das Roheisen durch Hartzerrennen vorbereitet ist, nennt man das Frischen selbst Weichzerrennen. Bei gleichzeitiger Anwendung von gaarenden Zuschlägen beim Einschmelzen (Kartitsch-, Kortischarbeit) wird auch ein Theil Kohlenstoff abgeschieden.

Zerrennen.

5) Durch das Füttern des Ofens[3]). Oxydirte Eisenerze werden ins Untergestell des Hohofens gebracht und durch deren Einwirkung ein Theil Kohlenstoff abgeschieden, wodurch das Silicium aber nicht entfernt wird.

Füttern des Ofens.

6) Durch Läutern[4]) oder Destilliren, welches darin besteht, dass man auf das im Untergestell befindliche flüssige Eisen mittelst einer künstlich erzeugten Nase den Windstrom leitet.

Destilliren.

7) Umschmelzen[5]) des Roheisens mit Frischschlacken in Flammöfen (Weissöfen), wobei derselbe Prozess stattfindet, wie bei No. 5.

Umschmelzen

8) Durch Feineisenbereitung, Raffiniren. Dieser

Feineisenbereitung.

---

1) *Tunner's* Stabeisen- und Stahlbereitung 1846, p. 415.
2) *Tunner's* c. l., p. 403.
3) *Karst.*, Arch. 1. R. XIII, 207.
4) *Karst.*, Arch. 1. R. VII, 14.
5) Bgwfd. II, 497.

Prozess. hauptsächlich beim Puddeln gebräuchlich, unterscheidet sich vom Zerrennen No. 4 nur dadurch, dass das Einschmelzen bei einer weit grösseren Windmenge geschieht, wodurch der Kohlenstoffgehalt vermindert und die fremden Bestandtheile zum grossen Theil abgeschieden werden.

:kohlen. §. 73. **Brennmaterial**[1]). Als Brennmaterialien kommen beim Heerdfrischen hauptsächlich **Holzkohlen** zur Anwendung, welche je nach ihrer Qualität von nicht unbedeutendem Einfluss auf den Frischprozess sind. Am besten eignen sich Nadelholzkohlen, und zwar erfordern die harten ein stärkeres Gebläse und geben eine intensivere Hitze, als weiche, dabei schmilzt das Roheisen schneller, und es stellt sich leichter Rohgang ein. Bei weichen Kohlen findet das Gegentheil statt.

ge Brennmaterialien. Die Kohlen müssen trocken, ei- bis faustgross und frei von Sand etc. sein. Man hat die Erfahrung gemacht, das gelagerte Kohlen einen grösseren Effect geben, als frische[2]). Versuche mit **Holz**[3]), **Torf**[4]), **Braunkohlen**[5]), **Torfcokes**[6]), **Braunkohlencokes**[7]), **Steinkohlen**[8]) und **Steinkohlencokes**[9]), für sich oder im Gemenge mit Holzkohlen, haben einen bald mehr bald weniger günstigen Erfolg gegeben. Auch ist die Anwendung **gasförmiger Brennmaterialien** empfohlen[10]). Durch Anwendung von erhitzter Luft und von Vorwärmheerden, in welche die vom Frischheerde abgehende Flamme streicht, hat man bedeutende Ersparungen an Brennmaterial gemacht[11]).

---

[1]) *Valerius*. Stabeisenfabrikation, deutsch von *Hartmann* 1845, p. 1.
[2]) Bgwfd. III, 513.
[3]) Bgwfd. I, 356. — B. u. h. Ztg. 1842, p. 424; 1843, p. 441. — *Leblanc*, IV, 51.
[4]) *Leblanc*, IV, 55.
[5]) Bgwfd. II, 462.
[6]) Bgwfd. I, 476.
[7]) B. u. h. Ztg. 1847, p. 422.
[8]) B. u. h. Ztg. 1843, p. 683. *Kraus*, Jahrb. 1855. *Karst.*, Archiv 1. R. III, 107.
[9]) Bgwfd. VIII. 523.
[10]) *Dingl.*, CXX, 272.
[11]) Bgwfd. V, 21.

§. 74. Zuschläge und Agentien. Die Zuschläge im Frischprozess dienen zur Herbeiführung oder Ab- ellung des Roh- und Gaarganges und zur Verbesserung nes roth- und kaltbrüchigen Eisens. Es sind als solche Anwendung:

Zweck.

1) Frischschlacken und zwar rohe vom Anfang ıd gaare vom Ende des Prozesses (Bd. I, p. 305). Er- ere als die kieselerdereicheren befördern den Rohgang, tztere, die kieselerdeärmeren und an Eisenoxydul rei- eren dagegen den Gaargang, indem ein Theil des Ei- noxyduls den Kohlenstoff oxydirt und das Product ırch Reduction des ersteren vermehrt wird. Aehnlich ie Gaarschlacken wirkt der beim Ausschmieden des isens fallende Hammerschlag (p. 203).

Frischschlacken. Hammerschla

2) Kohlensaurer Kalk zur Verbesserung eines hwefel- und phosphorhaltigen Eisens; auch wirkt er auf hschmelziges Eisen gaarend. Ein Kalkzuschlag von –10%, verbunden mit einem rohen Gange und öfterem ufbrechen, ist das beste Mittel Phosphor abzuscheiden[1]. honhaltiger Kalkstein oder Mergel leistet nach *Fuchs*[2] ssere Dienste.

Kalk.

3) Sand wirkt bei zu gaar gehendem Prozess auf ohgang, befördert eine schnelle Schlackenbildung, macht er das Eisen hart und spröde und vermehrt den Ab- ıng.

Sand.

4) Wasser[3] und Wasserdämpfe[4] wirken einestheils er zu raschen Verzehrung der Kohlen auf der Ober- äche entgegen, theils befördern sie das Gaaren, indem adurch das Eisen oxydirt wird und so das Eisenoxyd ufs Kohleneisen einwirken kann.

Wasser.

5) *Schafhäutl's* Pulver[5] (Bd. I, p. 66) zur Verbesse- ung eines Arsen, Schwefel und Phosphor haltigen Eisens.

Schafhäutl's Pulver.

---

[1]) *Dingl.*, LXV, 443.
[2]) Verarbeitung von phosphorhaltigem Roheisen. *Karst.*, Archiv. 1. R. XV, 3.
[3]) Bgwfd. IV, 422, 469.
[4]) Bgwfd. I. 130. B. u. h. Ztg. 1842, p. 326.
[5]) Bgwfd. I, 129; IX, 166. *Dingl.*, LXV, 154.

Dasselbe besteht aus $1\frac{3}{4}$ Pfd. Mn, $3\frac{3}{4}$ Pfd. Na Cl und 10 Unzen Thon, und wird nach erfolgtem Einschmelzen und beginnendem Gaaren in Portionen mit der flüssigen Eisen- und Schlackenmasse umgerührt. Hierbei soll folgender chemische Prozess stattfinden:

Durch die erhöhte Temperatur sowohl, als durch Einwirkung des Thones auf den Braunstein wird aus letzterem unter Bildung von Manganoxydul Sauerstoff ausgetrieben, welcher einestheils die fremden Bestandtheile oxydirt, anderntheils, unter Bildung von Natron, Chlor aus dem Kochsalz frei macht. Während Natron und Manganoxydul mit dem Thon in Verbindung gehen, vereinigt sich das Chlor mit dem Schwefel, Arsen und Phosphor zu flüchtigen Chloriden. Auch hat man eine Bildung von Schwefelnatrium beobachtet.

Während Einige von diesem Mittel gute Resultate erhalten haben [1]), meinen *Karsten* und Andere, dass es nicht mehr leistet als andere Reagentien.

In ähnlicher Weise wie das Schafhäutl'sche Pulver sollen wirken: nach *Augustin* [2]) Eisenchlorid, nach *Düclos* [3]) Manganchlorid und Bleichkalk etc.

Zweites Kapitel.

Frischvorrichtungen und Geräthschaften.

…hgeräth-schaften.

§. 75. Allgemeines. Jede Frischhütte enthält folgende Vorrichtungen und Geräthschaften:

1) Frischheerde.
2) Gebläse.
3) Das Hammerwerk.
4) Geräthschaften und Werkzeuge.

---

[1]) Bgwfd. IX, 165.
[2]) *Karsten*, Eisenh. IV, 322.
[3]) Bgwfd. I, 133.
[4]) Bgwfd. II, 92.

§. 76. **Frischheerd**[1]). Der **Frischheerd, Frischfeuer**, Taf. VI, Fig. 98—100, ist eine etwa 6—7 Fuss langer, 3—4′ breiter und 12—16″ hoher Raum, welcher unter einer auf Pfeilern oder Säulen *k* und Mauerwerk ruhenden Esse *m* liegt. Er ist mit eisernen Platten belegt und enthält gewöhnlich in einer Ecke der vorderen langen Seite einen kastenförmigen Raum, die **Feuergrube**, welche theilweise aus eisernen Platten (**Frischzacken**) zusammengesetzt ist. Diese haben verschiedene Namen. Man nennt **Formzacken** die an der Formseite befindliche *a*, **Gichtzacken** die den Formzacken gegenüber befindliche *c*, **Hinter-** oder **Aschenzacken** die diese beiden verbindende gusseiserne Platte *i* von etwa 2″ Stärke. Die Vorderseite *l* ist gewöhnlich offen und wird demnächst mit Gestübbe verschlossen bis auf eine viereckige Oeffnung (**Lachtloch, Schlackenloch**), wodurch die Schlacke abgelassen werden kann.

Einrichtung des Frischheerdes.

Schliesst auch den Heerd vorn eine eiserne Platte, so nennt man diese **Schlackenzacken**.

Der **Boden des Feuers** *b* besteht ebenfalls aus einer eisernen Platte (**Bodenplatte, Frischboden**), unter welcher eine ausgemauerte Oeffnung, das **Tümpelloch** *d*, angebracht ist, welches zur Abkühlung des Frischbodens mit Wasser gefüllt werden kann. Sehr vortheilhaft hat man diese Abkühlung auf den **Blankenburger** Hütten durch Luft erreicht[2]).

Der Frischboden liegt gewöhnlich horizontal; bei grauem Eisen, welches zum Rohgang geneigt ist, gibt man ihm vortheilhaft eine kleine Neigung von dem Gicht- nach den Formzacken zu, damit sich vor der Form, wo immer das mehrste Eisen zu liegen pflegt, die meiste Schlacke ansammeln kann. Der Formzacken hängt gewöhnlich etwas in den Heerd hinein, um der Form eine sichere Lage zu geben und ihn vor zu schnellem Verbrennen zu schützen. Gicht- und Hinterzacken dagegen sind etwas aus dem Heerd geneigt, um diesen besser

Zustellung.

---

1) *Tunner's* Stabeisen- und Stahlbereitung 1846, p. 238.

2) Bgwfd. IV, 447.

putzen, anhaftendes Eisen leichter losbrechen und überhaupt das gefrischte Eisen besser herausnehmen zu können.

Von wesentlichem Einfluss ist der Grund, auf welchem das Feuer erbaut wird[1]).

Durch Bedeckung der Frischfeuer[2]) mit oder ohne gleichzeitig vorhandenen Vorglühraum und Winderhitzungsapparat hat man eine Brennmaterialersparung herbeiführen wollen, und dieses ist auch hier und da mehr oder weniger erreicht, allein das Herabfallen des Staubes, der sich auf dem Gewölbe anhäuft, auf das im Frischen begriffene Eisen übte einen nachtheiligen Einfluss auf dasselbe. Nur wenn man die Frischfeuergase im Flammofen benutzen will, muss eine Bedeckung angebracht werden.

Formlage. Sehr wesentlich ist die Lage der Form, welche man gewöhnlich aus Kupfer herstellt. Sie erhält stets eine Neigung (Stechen) in den Heerd, welche mit der Tiefe des Heerdes und der Beschaffenheit des zu verfrischenden Roheisens im Verhältniss stehen muss[3]). Durch stärkeres Stechen geschieht die Entkohlung, das Frischen, rascher, der Gaargang wird befördert, bei geringerem Stechen findet das entgegengesetzte Verhalten statt. Bei weissem Eisen, welches nach dem früher Gesagten an und für sich schnell frischt, muss demnach die Form weniger Neigung erhalten, damit hinreichend Zeit zur Abscheidung der fremden Bestandtheile bleibt. Graues zum Rohgang geneigtes Eisen dagegen erfordert ein grösseres Stechen der Form, wodurch die Entkohlung rascher, also Gaargang herbeigeführt wird. Man hat es hiernach in der Gewalt, durch grössere oder geringere Neigung der Form Roh- oder Gaargang herbeizuführen.

Was die Anzahl der Formen bei einem Feuer betrifft, so wendet man gewöhnlich nur eine an, doch sollen auch 2 und 3 Formen gute Vortheile gewähren[4]). Das

[1]) Bgwfd. V, 366.
[2]) *Leblanc*, IV, 43. *Tunner's* Jahrb. 1842, p. 159.
[3]) *Leclerc's* bewegliche Formen, B. u. h. Ztg. 1845, p. 1126.
[4]) Bgwfd. IV, 95.

Formmaul muss bei Verfrischen von weissem Eisen enger sein, als bei grauem.

Dimensio der Frischf

Die Dimensionen, namentlich die Tiefe der Frischfeuer, hängen ab:

1) Von der Beschaffenheit des zu verfrischenden Eisens. Bei grauem Eisen darf die Grube nicht so tief sein, als bei weissem, und sie kann bei denjenigen weissen Eisensorten am tiefsten sein, welche am wenigsten Kohlenstoff enthalten, also die geringste Neigung zum Rohgang haben.

2) Von der Beschaffenheit des zu Gebote stehenden Brennmaterials. Im Allgemeinen macht man unter sonst gleichen Verhältnissen bei harten Kohlen aus Buchen- und Eichenholz die Grube nicht so tief, als bei weichen aus Tannen- oder Kiefernholz, indem erstere eine grössere Hitze geben und deshalb leichter Rohgang erzeugen.

3) Von der Neigung der Form. Die Neigung der Form und die Tiefe des Heerdes müssen immer in einer solchen Verbindung stehen, dass das Schmelzen des theilweise entkohlten Eisens, welches auf den Frischboden gelangt, nicht zu rasch geschieht. Die völlige Entkohlung wird dann hauptsächlich dadurch bewirkt, dass das niedergeschmolzene Eisen wiederholt roh aufgebrochen und höher hinaufgelegt wird, um die Gebläseluft darauf zu richten.

Statt dessen lässt *Leclerc*[1]) das niedergeschmolzene Eisen am Boden liegen und richtet mittelst einer beweglichen Düse den Luftstrom darauf.

Gebläse.

§. 77. Gebläse und Lufterhitzungsapparate. Man wendet in Deutschland gewöhnlich Balg-, Kasten-, Ketten-[2]) oder Cylindergebläse an[3]). Letztere haben vor ersteren Vorzüge. Das betreffende Gebläse muss pro Minute 4—600 Cubicfuss Luft liefern können. Die Pressung und Menge des einströmenden Windes variirt nach der Qualität des Roheisens und des Brennmaterials, nach-

---

[1]) Bgwfd. IX, 427.

[2]) *Tunner's* Stabeisen- und Stahlbereitung 1846, p. 155.

[3]) *Dingl.*, LXXI, 448.

dem Feuerbau, der Frischmethode etc. Je mehr ein Roheisen zum Rohgang geneigt ist, und je mehr man den Frischprozess beschleunigen will, um so mehr Wind gibt man. Im Anfang des Prozesses braucht man pro Minute etwa 100—120 Cubicfuss Wind, während des Frischens 200—250 Cubicfuss.

Wirkung der erhitzten Luft.

Im Allgemeinen wendet man kalte Luft beim Frischen an; erhitzte Luft hat an manchen Orten, wo man die Temperatur der Luft und den Feuerbau gehörig regulirte, eine Eisen- und Brennmaterialersparung gewährt, ohne die Qualität des Eisens zu verringern[1]). An anderen Orten, wie z. B. auf den Harzer Frischhütten, hat sie keine guten Resultate gegeben. Sie beförderte den Rohgang und lieferte bei einiger Kohlenersparung ein Eisen von geringerer Qualität.

Zeichnungen von Winderhitzungsapparaten finden sich in *Karsten's* Eisenhüttenkunde Tab. XIII, Fig. 13, 14; Tab. XIV, Fig. 16—18.

Construction der Hammerwerke.

§. 78. Hammerwerke. Die weitere Bearbeitung der im Frischfeuer erhaltenen Schmiedeeisenklumpen geschieht grösstentheils unter Hämmern[2]), welche durch eine mit Hebelingen (Fröschen) versehene Wasserradswelle bewegt werden. Man unterscheidet Aufwerf-, Schwanz- und Stirnhämmer. Bei ersteren (Taf. VI, Fig. 102 und 103.) wirken die Frösche hebend zwischen dem Umdrehungspunkte des Hammerhelms und dem Hammer. Bei den Schwanzhämmern (Taf. VI, Fig. 104) drücken sie auf das Ende des Hammerhelmes, und bei Stirnhämmern (Taf. VI, Fig. 101), welche gewöhnlich sehr schwer (60—80 Ctr.) sind, wird vorn der Kopf gehoben. Letztere dienen gewöhnlich nur zum Zusammenschlagen der Luppen beim Flammofenfrischen, um

---

[1]) *Merbach*, Anwendung der erhitzten Gebläseluft 1840, p. 82—106. — Bgwfd. II, 230; IV, 94, 104, 417; III, 463; VIII, 442. — *Hausmann*, Studien 1837, IV. Bd., 1. Heft, p, 65. — *Karst.*, Arch. 2 R. X, p. 703; XI, 171. — B. u. h. Ztg. 1842, p. 373; 1844, p. 404; 1846, p. 873.

[2]) *Tunner's* Stabeisen- und Stahlbereitung 1846, p. 58. — Neuer Schauplatz der Bergwerkskunde, Bd. XV, 2. Abth., p. 69.

sie zum Walzen vorzubereiten. (*a* Wasserradswelle, *b* Frösche, *c* eiserner Hammerhelm, *d* Hammer, *e* Ambos, *f* Drehpunkt.) Die Schwanzhämmer, als die kleinste Art, haben den Zweck, das Eisen zu feineren Stangen auszurecken, während die Aufwerfhämmer zur ersten Bearbeitung der aus dem Frischfeuer kommenden Luppen und zum Ausschmieden derselben zu stärkeren Stäben dienen.

Die Hammergerüste sind entweder von Holz mit einzelnen eisernen Theilen, oder ganz von Gusseisen hergestellt und bestehen aus folgenden Haupttheilen (Taf. VI, Fig. 102, 103):

Zwei Büchsensäulen *a* tragen den mit Zapfen versehenen Ring (Hülse) *h*, in welchem der Hammerhelm *b* steckt, und zwischen denen sich der Hammer bewegt. Hinter den Büchsensäulen befinden sich noch 2 Säulenpaare, die Mittel- oder Reitelsäule *c* und die Hintersäule *d*, durch welche der Reitel *e*, ein Stück Holz, gesteckt ist, gegen welches der Rücken des Helms schlägt, wenn er seine höchste Höhe erreicht hat. Dieser Reitel soll das zu hohe Heben des Hammers verhindern und durch seine Elasticität die Schnellkraft desselben vermehren. Auf diesen Säulen ruht, um sie zu belasten und dadurch dem ganzen System mehr Festigkeit zu geben, bei hölzernen Hammergerüsten ein dickes schweres Holz, der Drahmbaum, Brahm- oder Schwerbaum. Die an der Wasserradswelle befindlichen Frösche *g* heben den Hammer.

Vor dem Hammergerüst befindet sich der Ambos *i*, welcher bei einem nicht festen Grunde in einem 6—8 Fuss langen und 3—4′ starken Holz (Hammer- oder Ambosstock), das mit einem gusseisernen Gehäuse (Chabotte) *m* zur Aufnahme des Amboses versehen ist, befestigt wird. Dieser Hammerstock wird auf eingerammtes Pfahlwerk gestellt und ragt etwa nur 1½ Fuss über die Hüttensohle empor. *Karr* [1]) umgiebt gusseiserne Hämmer mit einem schmiedeeisernen Ring, wodurch sie eine längere Dauer erhalten.

---

[1]) *Dingl.*, CXXIX, 195.

schwerkzeuge.

§. 79. **Werkzeuge beim Frischen und Schmieden.** Beim Frischen sind erforderlich:

Brechstangen, (Spette), von verschiedenen Dimensionen, zum Manipuliren beim Frischen und zum Aufbrechen des Klumps.

Einige Schaufeln zum Aufgeben von Kohlen und zum Zusammenhalten der Kohlen und Lösche auf dem Feuer.

Ein Formhaken zum Reinigen der Form.

Ein Schlackenspies zum Ablassen der Schlacke.

Einige Luppenhaken zum Zusammenziehen des Eisens beim Frischen und zum Herabziehen der Luppe vom Heerde beim Zängen.

Ein Hammer zum Beklopfen der Luppe.

Beim Schmieden:

Diverse Zangen zum Zängen der Luppe, zum Anwärmen der zerhauenen Luppenstücke (Schirbel) und zum Ausschmieden der Schirbel (Schneppelzangen).

Ein Luppenbaum zum Herauftragen der Luppe auf den Ambos.

Setzeisen, Schröter und Handhämmer zum Zerhauen der Luppe und des Stabeisens u. a.

Drittes Kapitel.

Frischmethoden.

rschiede Frischmethoden.

§. 80. Allgemeines. Es gibt eine grosse Anzahl von Frischmethoden, welche zwar im Wesentlichen alle mit einander übereinstimmen, aber dadurch von einander abweichen, dass sie, je nach der Beschaffenheit des Roheisens, dasselbe auf verschiedene Weise zum Frischprozess vorbereiten, sei es durch einen besonderen Prozess oder im Frischheerd selbst. Am vollkommensten sind die Frischmethoden, bei denen diese Vorbereitungsarbeiten mit dem geringsten Kosten- und Zeitaufwand ausgeführt werden.

Nach *Karsten* lassen sich die Frischmethoden in folgende Abtheilungen bringen:

I. Verfrischen mit einmaligem Einschmelzen des Roheisens

1) Mit ein- oder mehrmaligem Aufbrechen.

2) Mit Vorbereitung des Roheisens.

3) Ohne alle Vorbereitung des Roheisens.

II. Verfrischen mit zweimaligem Einschmelzen des Roheisens

1) In demselben Feuer.

2) In zwei besonderen Feuern.

I. Verfrischen des Roheisens mit einmaligem Einschmelzen.

§. 81. Verfrischen des Roheisens mit einmaligem Einschmelzen, welches die Stelle der Vorbereitung desselben vertritt, und mit ein- oder mehrmaligem Aufbrechen der eingeschmolzenen Masse. (Deutsche Frischmethode mit ihren Varietäten.) Diese Methode ist die zusammengesetzteste von allen, weil sie das Vorbereiten des Roheisens zum Frischen, das Frischen selbst und das Ausschmieden des gefrischten Eisens während des Einschmelzens oder des Vorbereitens des Roheisens zu verrichten hat. Man verarbeitet danach meist nur graues Roheisen, welches beim tropfenweisen Niederschmelzen vor der Form sich reinigt, dann auf der Sohle bei Gegenwart von gaarenden Zuschlägen erstarrt, dadurch weiss und, durch Rohaufbrechen vor die Form gebracht, gaarschmelziger wird.

Deutsche Frischmethoden.

Man kann den deutschen Frischprozess in 2 Abtheilungen zerfallen lassen; schreitet er nämlich vom Anfang des Roheiseneinschmelzens ununterbrochen bis zur Darstellung der Luppe fort, so nennt man ihn Warmfrischen; wird er nach dem Roheiseneinschmelzen kürzere oder längere Zeit unterbrochen, Kaltfrischen[1]). Ersteres, mehr in den östlicheren Theilen Deutschlands ge-

Warm- u. Kaltfrischen.

[1]) *Hausmann*, Studien des Göttinger Vereins II, 1.

bräuchlich, wird hauptsächlich bei grauem Eisen angewandt; das Kaltfrischen, im westlichen Deutschland üblich, erfordert ein besseres, gutes weisses Roheisen.

Perioden des deutschen Frischprozesses.

Der deutsche Frischprozess[1]) zerfällt in folgende Perioden:

1) Das Einschmelzen des Roheisens.

2) Das eigentliche Frischen, oder die Umwandlung des Roheisens in Stabeisen.

3) Das Ausschmieden des Frischeisens.

Einschmelzen des Roheisens.

Erste Periode. Einschmelzen des Roheisens. Nachdem je nach der Beschaffenheit des zu verfrischenden Materials der Feuerbau vollendet ist, wird nach gehörigem Abwärmen zum Einschmelzen des Roheisens geschritten. Je nachdem dieses zum Roh- oder Gaargange Neigung hat, setzt man beim Einschmelzen Roh- oder Gaarschlacken zu. Graues Roheisen erfordert Gaarschlakken, durch deren Sauerstoffgehalt die Umwandelung in weisses Eisen geschehen soll. Bei dem Einschmelzen ist besonders darauf zu sehen, dass alles Eisen in die Schmelzhitze kommt, weshalb immer neue Eisentheile vor die Form geschoben werden müssen, wenn die vordern abgeschmolzen sind, (das Nachfahren); ausserdem muss die Schlacke und der Gang des Ofens beobachtet werden. Sammelt sich nämlich die Schlacke, sogen. Rohschlacke (durch Oxydation des Eisens und der Unreinigkeiten, namentlich der Kieselerde erzeugt) bedeutend an, was man mit dem Spett fühlen kann, so wird sie durch die Stichöffnung (Lachtsohle) theilweise abgelassen und, falls gleichzeitig Rohgang stattfinden sollte, Gaarschlacke nachgesetzt.

Erkennung des Rohganges.

Den Rohgang erkennt man daran, dass sich das geschmolzene Eisen im Heerde flüssig anfühlt und in der Masse Eisenkörner vorhanden sind, die nach dem Erkalten leicht vom Spett abspringen. Ist dagegen die eingeschmolzene Masse steif, so ist Gaargang vorhanden und dieser ist dann vollständig, wenn man durch das Eisen

Erkennung des Gaarganges.

[1]) *Tunner's* Stabeisen- und Stahlbereitung 1846, p. 426; *Kraus*, Jahrb. 1849, p. 30.

wie durch einen dicken Teig stechen kann, der zwar widersteht, jedoch nicht hart anzufühlen ist. Setzt man bei stattgehabtem Rohgange zu viel Gaarschlacken zu, so wird das Roheisen zu schnell gaar und die fremden Beimengungen haben nicht Zeit sich abzuscheiden.

Die Kunst des Frischers besteht demnach darin, einen solchen Gang hervor zu bringen, bei dem sich nicht nur alles Fremdartige abscheidet, sondern auch das Frischen mit dem geringsten Aufwand an Zeit und Material geschieht.

Gaareis bildung

Zweite Periode. Bildung von geschmeidigem Eisen. Mit der Bildung des geschmeidigen Eisens aus dem eingeschmolzenen Roheisen theilt sich nun der deutsche Frischprozess in mehrere Unterabtheilungen, welche hauptsächlich durch das Verhalten des Roheisens beim Einschmelzen bedingt sind, nämlich:

Verschied Abarten deutsch Frisch- prozess

Klumpfris

a) Das Klumpfrischen, anwendbar bei gutartigem Roheisen. War das Roheisen gaar in den Heerd gelangt, so bildet es einen teigartigen, zusammenhängenden Klump, welcher umgewandt und mit der Brechstange wieder über die Form gebracht wird, damit er vor derselben abermals niedergeht und völlig in Schmiedeeisen umgewandelt wird.

Unter solchen Verhältnissen ist die Arbeit im Heerde leicht, allein man hat Verlust an Zeit, Kohlen und Eisen. Wegen des rohschmelzigen Materials ist der Feuerbau gewöhnlich flach und eng und der Wind darf nicht zu sehr stechen. Man wendet am liebsten gute fichtene Kohle und ein gaares graues Eisen an, wobei dann ein sehr fadiges Eisen erfolgt.

Durchbre frischen

b) Das Durchbrechfrischen. War das Eisen roh eingeschmolzen, und will man die Masse mittelst der Brechstange wieder vor die Form bringen, so theilt sie sich beim Aufbrechen in mehrere kleine Stücke, welche dann einzeln nach und nach vor die Form gebracht und gaar gemacht werden. Die Gaare erkennt man an der blendend weissen Farbe und der Zähigkeit des Eisens. Sobald diese eingetreten, bringt man die einzelnen Stücke aus dem Bereich des Windstroms und zuletzt wieder

über den Wind, um sie zu vereinigen und zu einem Klumpen zusammenzuschmelzen. Nach Erforderniss gibt man hierbei gaarende Zuschläge. Der Klump wird alsdann mittelst des Spettes umgedreht, alle rohen Stücke über die Form gebracht und abermals niedergeschmolzen. Je nach den Umständen muss zum zweiten und dritten Male aufgebrochen werden, bis das Eisen die gehörige Gaare hat. Rohe Stellen erkennt man an der dunkelrothen, weniger blendenden Farbe. Nach diesem Verfahren kann man aus einem weniger gutartigen Roheisen und verschiedenartigem Brennmaterial ein gutes Stabeisen erzeugen, weshalb dasselbe mehr als das Klumpfrischen gebräuchlich ist, weil damit ausserdem ein gutes Ausbringen an Eisen verbunden ist. Das Feuer wird tiefer geführt bei stechenderem Winde, um Rohgang zu bewirken.

Jedoch variirt dies nach der Qualität des Roheisens und der Kohlen.

Comtéfeuer.

Eine Art Durchbrechfrischen wird auch in dem französischen Comtéfeuer (Hochburgundische Frischmethode) vorgenommen [1]). Hierbei benutzt man die abgehende Hitze zum Durchglühen des Eisens in angehängten Vorwärmeheerden [2]).

Combinirtes Klump- und Durchbrechfrischen.

c) Das combinirte Klump- und Durchbrechfrischen vereinigt mit der Darstellung eines guten Eisens einen geringeren Aufwand an Zeit und Kohlen und besteht darin, dass man das ziemlich gaar eingeschmolzene Eisen beim Aufbrechen anstatt in viele nur in 3—4 Stücke theilt, welche wie beim Durchbrechfrischen weiter behandelt werden.

Die Luftmenge beträgt beim Einschmelzen eines grauen Eisens 140—150 Cbf. pro Min., eines weissen 160—180 Cbf.; beim Frischen 200—210 zu Anfang und 240—250 Cbfss. zu Ende.

Die Beendigung des Frischens beginnt mit der Deul- oder Luppenbildung. Sämmtliche gaare Stücke werden auf den grössern, von Kohlen entblössten Klump gebracht,

1) Bgwfd. VIII. 65.
2) Bgwfd. XI. 88. B. u. h. Ztg. 1845, p. 649.

rohe Stellen abgeschnitten, wieder vor die Form gebracht und mit Gaarschlacken nochmals eingeschmolzen (Schmelzen an die Luppe), während die Luppe mit kleinen Kohlen bedeckt ist. Dann wird sie mit dem Spett aufgebrochen, mit dem Luppenhaken vom Heerd herunter auf die Hüttensohle gezogen und mit dem Fäustel behämmert, um die anhaftende zusammengesinterte Gaarschlacke (Schwahl) abzuklopfen und zu verhüten, dass demnächst unter dem grossen Hammer Stücke abspringen.

Die im letzten Stadium des Prozesses sich bildende Schlacke heisst Gaarschlacke.

Dieses Verfahren ist am Harz am allgemeinsten, wo die eingeschmolzene Masse erst mehrmals aufgebrochen, dann an den Klump angeschmolzen, dieser auf die Kohlen über den Wind gebracht und dann an die Luppe geschmolzen wird. Man pflegt hierbei nicht so verschiedenartiges Roheisen, wie beim Durchbrechfrischen anzuwenden, weshalb das Feuer nicht zu sehr zum Rohgang zugestellt zu sein braucht. Der Prozess muss roher als beim Klump- und gaarer als beim Durchbrechfrischen geführt werden.

Anlauffrischen

d) Das Anlauffrischen besteht darin, dass, sobald das eingeschmolzene Eisen sich mit gut gefrischtem Eisen umkleidet hat, mit einer Brechstange vor der Form eine Höhlung in dasselbe gemacht und in dieser ein Eisenstab (Anlaufstab, Kolben) umgedreht wird, wobei sich das Frischeisen an diesen ansetzt. Hat bei öfterer Wiederholung dieser Procedur mit ein und demselben Stab dieser ein gewisses Quantum Eisen (16—20 Pfd.) aufgenommen, so wird dasselbe ausgeschmiedet und vom Anlaufstab abgehauen. Die endlich zuzückbleibende Luppe wird für sich ausgeschmiedet.

Diese Methode, in Böhmen[1]) allgemein üblich, gestattet eine Ersparung an Zeit und Kohlen und liefert ein vortreffliches Eisen als Anlaufeisen. Das Luppeneisen ist dagegen weniger gut, weil der Arbeiter, indem

---

[1]) B. u. h. Ztg. 1849, p. 714. — Vergleichung der Kolbenfrischerei mit der deutschen Frischerei. B. u. h. Ztg. 1855, p. 166.

er mit dem Anlaufen beschäftiget ist, nicht die gehörige Sorgfalt auf das niedergehende Eisen verwenden kann.

Butfrischen.

e) Das But- oder schwedische Klumpfrischen. Gutes weisses, gaarschmelziges Roheisen wird in Quantitäten von 2—3 Ctr. zu einem Klump zusammengeschmolzen und nur einmal aufgebrochen. Diese Methode liefert bei gehöriger Sorgfalt beim Einschmelzen ein gutes Eisen.

Kleinfrischschmiede.

Kleinfrischschmiede nennt man die auf einigen Hütten Deutschlands gemachte Abänderung, wo nur 1 Ctr. Roheisen eingeschmolzen wird.

Suluschmiede.

f) Suluschmiede, dem Durchbrechfrischen ähnlich, wo aber die einzelnen Stücke aus dem Heerd genommen und für sich geschmiedet werden. Dieselbe gibt keine günstigen Resultate, weil die Stücke mehr oder weniger stahlartig sind.

Halbwallonenschmiede.

g) Halbwallonenschmiede, in Frankreich und Schweden üblich, unterscheidet sich von der eigentlichen deutschen Frischmethode dadurch, dass sie nur Schirbel macht und dieselben nicht ausschmiedet.

Ausschmieden der Luppen.

Dritte Periode. Ausschmieden der Luppen. Die beim Frischen erhaltene Luppe, Massel oder Deul, wird, nachdem sie mit dem Luppenhaken bis vor den Hammerstock gezogen und beklopft ist, mittelst des Luppenbaumes auf den Ambos gesetzt und ihr unter dem anfangs langsamer und dann schneller gehenden Hammer eine gleichförmige und zwar so viel als möglich cubische Gestalt ertheilt. (Das Zängen)[1]. Dann wird sie mittelst des Setzeisens in mehrere Stücke (Schirbel) zerschlagen (zerschroten), welche einzeln ins Feuer gebracht, der Weissglühhitze gleichmässig ausgesetzt und nach bestimmten Massen ausgeschmiedet werden[2]. Das Erhitzen der Schirbel geschieht gleichzeitig mit dem Einschmelzen des Roheisens in der ersten Periode. Je nachdem die Schirbel mehr oder weniger roh sind, werden sie längere Zeit erhitzt. Der Gichtschirbel als der

---

[1]) Zängemaschinen: Bgwfd. VIII, 91; X, 392; B. u. h. Ztg. 1846, p. 469. — *Dingl.*, CXXI, 344.

[2]) *Karmarsch*, mechan. Technologie I, 149, 173.

roheste muss dem Wind am meisten ausgesetzt und bei einer heftigen Schweisshitze vollkommen gaar gemacht werden.

Das an dem ausgeschmiedeten Stabe sitzende dicke Ende (Kolben) wird dann ebenfalls ausgeschmiedet.

Nasmyth[1]) hat eine sehr zweckmässige Form für den Ambos beim Schmieden angegeben, wobei das Eisen eine grosse Dichtigkeit erlangt. Das Ausheizen der aus dem Frischheerde genommenen gaaren Luppen in eigenen Schweissherden oder in Flammenschweissöfen gestattet zwar eine Beschleunigung der Arbeit, aber keine Brennmaterialersparung[2]).

Ausweis über das Frischen.

Den Frischern ist nach der Qualität des Roheisens ein Eisenabgang[3]) bis 40% gestattet, gewöhnlich beträgt er nur 28%; desgleichen auch principmässig ein bestimmtes Kohlenquantum. Für mehr producirtes Eisen und weniger verbrauchte Kohlen, ohne die Qualität des Frischeisens zu verringern, pflegen die Frischer eine Vergütung zu bekommen.

Producte vom Frischen.

Bei dem deutschen Frischprozess resultiren folgende Producte:

1) Schmiede- oder Stabeisen (Bd. I, p. 218), ist entweder nach gehöriger Prüfung auf seine Qualität (p. 206) und seine Dimensionen gleich Handelswaare oder wird auf dem Hüttenwerk noch verfeinert.

2) Abfalleisen, wird auf verschiedene Art zu Gute gemacht, entweder mit Roheisen verfrischt, oder für sich zu Paqueten vereinigt, diese geschweisst und ausgestreckt, wobei man ein durch grosse Zähigkeit sich auszeichnendes Product, sog. Ramasseisen, erhält. Die Annahütte[4]) bei Königsberg verarbeitet viel altes Schmiedeeisen in dieser Weise.

3) Eisenfrischschlacken, entstehen durch Verbindung des oxydirten Eisens mit den oxydirten fremden

---

1) *Dingl.*, CXVIII, 283.
2) *Tunner's* Jahrb. 1842, p. 161.
3) Ueber den Eisenverlust beim Frischprozess. Oesterr. Zeitschrift 1853, p. 378.
4) Bgwfd. XVIII, 533.

Beimengungen, namentlich mit Kieselerde. Da nun, je weiter der Prozess vorschreitet, der Kieselerdegehalt immer mehr abnimmt, so muss dadurch die Schlacke eine andere Zusammensetzung bekommen. Man unterscheidet in dieser Beziehung:

a) Rohschlacke, (Bd. I, p. 305), die kieselerdereichste vom Anfang des Prozesses, und b) Gaarschlacke die kieselerdeärmere und eisenreichere Schlacke vom Ende des Prozesses (Bd. I, p. 306). Wie bereits erwähnt ist, sind es die Eisenfrischschlacken besonders, welche mittelst ihres Sauerstoffgehaltes auf den Kohlenstoff des Roheisens beim Frischen einwirken, weshalb sie theilweise bei demselben wieder consumirt werden. Je kieselreicher sie werden, desto weniger wirken sie entkohlend oder gaarend. Wegen ihres bedeutenden Eisengehaltes sind sie ein werthvoller Zuschlag beim Eisenhohofenprozess (p. 17, 106), jedoch muss dieser sehr vorsichtig geschehen, weil sie aus früher angeführten Gründen leicht Rohgang, also weisses Eisen [1]) und grüne Schlacken erzeugen. Dieselben werden zweckmässig im gerösteten Zustande verschmolzen [2]). Die Rohschlacken kommen häufig krystallisirt vor.

4) Schwahl, ist eine sehr gaare Schlacke, welche an der Luppe anhaftend, von derselben abgestossen wird und eine gute Unterlage für das zu verfrischende Roheisen im Heerde giebt.

5) Hammerschlag, Glühspan, Schmiedesinter (p. 203). Entsteht beim Zängen und Ausschmieden der Luppe und besteht nach *Berthier* aus $Fe^4 \ddot{\bar{F}}e$. Er wird seltener beim Einschmelzen als beim Frischen selbst zugesetzt, um das Gaaren des Roheisens zu befördern.

6) Brennbare Gase, die zu verschiedenen Zwecken angewandt werden [3]).

---

[1]) Bgwfd. II, 516. — B. u. h. Ztg. 1850, p. 47. — *Karst.*, Arch. 1. R. VII, 385, 278; XI, 280.

[2]) *Hausmann*, Stud. II, 107. — B. u. h. Ztg. 1852, p. 480.

[3]) *Dingl.*, CXXX, 30. — *Ebelmen*, die Gase des Frischfeuers, ihre Anwendung, Theorie des Frischprozesses etc. B. u. h. Ztg. 1844, p. 9. — *Maresch*, in B. u. h. Ztg. 1846, p. 850; 1850, p. 481.

Beispiele.

Zu **Malapane** und **Rybnik** in Oberschlesien [1]) liefert ein Frischfeuer wöchentlich 45 Ctr. Anlaufeisen; 100 Pfd. Roheisen geben $71^{3}/_{4}$ Pfd. Stabeisen; 100 Pfd. Stabeisen erfordern $19^{13}/_{23}$ Cbfss. Holzkohlen.

Zu **Königshütte** [2]) am Harze erhält man beim Durchbrechfrischen von 100 Pfd. Roheisen 74,41 Pfd. Stabeisen; 100 Pfd. Stabeisen erfordern 22,1 Cbfss. Holzkohlen; beim Klumpfrischen resultiren von 100 Pfd. Roheisen 70,01 Pfd. Stabeisen, und auf 100 Pfd. Stabeisen gehen 26,4 Cubicfuss Kohlen.

Bratfrischschmiede.

§. 82. **Verfrischen des Roheisens bei einmaligem Einschmelzen mit Vorbereitung.** Hierher gehört die **Bratfrischschmiede.** Weisses, unmittelbar vom Blauofen erhaltenes Roheisen wird zur Ersparung von Zeit und Kohlen durch Braten (p. 219) von einem Theil seines Kohlenstoffs befreit, dann nach Art der später zu beschreibenden *Steyer*'schen Einmalschmelzerei verfrischt.

Allgemeines.

§. 83. **Verfrischen des Roheisens mit einmaligem Schmelzen ohne alle Vorbereitung desselben.** Nach sämmtlichen hierher gehörigen Methoden wird ein weisses, gaarschmelziges Roheisen verfrischt, weshalb es keiner weiteren Vorbereitung desselben bedarf. Man hat folgende Methoden:

Wallonenschmiede.

a) **Die Wallonenschmiede.** Man schmilzt nur geringe Quantitäten gaarschmelziges Roheisen möglichst gaar nieder, bricht gaar auf und lässt dann eingehen. Eine Luppe, die unter dem Hammer zusammengeschlagen und an einen besonderen Reckheerd abgegeben wird, wiegt 40—60 Pfd. Die Arbeit geht sehr rasch.

Beispiele.

Bei der Wallonenschmiederei an der **Lahn** braucht man auf 100 Pfd. Stabeisen 14—15 Cbfss. Holzkohlen bei 28% Eisenabgang, welcher sich in der **Eiffel** auf 33% steigert.

Bei der **steyerschen** Wallonenarbeit [3]) beträgt der

---

[1]) Schmiedeeisendarstellung im Preuss. Staate. Preuss. Zeitschr. I, 168. — B. u. h. Ztg, 1855, p. 166.

[2]) Ueber Eisenfrischen im Harze. Bgwfd. II, 225. *Hausmann*, norddeutsche Beitrg. Stück 4, p. 32. *Hausmann*, Studien des Götting. Vereins II, 1. — B. u. h. Ztg. 1842, p. 326.

[3]) *Tunner*, Stabeisen- und Stahlbereitung 1846, p. 392.

Abgang im Frischfeuer $5^1/_2$—$6^1/_2$ %, im Ausheizheerde 5—6 %, der Kohlenverbrauch resp. 14—16 und 12—14 Cubicfuss.

Löschfeuerschmiede.

b) Löschfeuerschmiede, so genannt, weil sie weder Boden noch Formzacken hat, sondern nur in einer Kohlenlöschgrube besteht; bringt sehr gaarschmelziges Roheisen mit schon fertigem Stabeisen möglichst schnell, ohne aufzubrechen, zur Gaare. Das Einschmelzen und Ausschmieden des Deuls geschieht in zwei verschiedenen Zeiträumen.

Im Hennebergschen[1]) producirt man in einem Feuer wöchentlich 50—60 Ctr. Stabeisen und verbraucht auf 100 Pfd. davon bei einem Ausbringen von 67 % an 30 Cbcfss. Holzkohlen.

Beispiele.

Die Steyersche Löscharbeit[2]) verarbeitet weisses luckiges Eisen bei 8—12 % Abgang; auf 100 Pfd. Stabeisen gehen 27 Cbcfss. Kohlen.

Steyersche Einmalschmelzerei.

c) Steyersche Einmalschmelzerei. Gutartiges leichtfrischendes Roheisen wird langsam vor der Form gaar eingeschmolzen, ohne aufzubrechen. Das Gaaren geschieht durch gaarende Zuschläge beim Schmieden.

Schwallbodenfrischen.

d) Die Frischarbeit am Schwallboden[3]) in Oestreich und Ungarn gehört zu den Methoden, bei welchen das Roheisen ohne Vorbereitung mit einem Male gaar eingeschmolzen wird.

Siegensche Einmalschmelzerei.

e) Siegensche Einmalschmelzerei. Sie unterscheidet sich von der steyerschen hauptsächlich nur dadurch, dass man grössere Luppen macht (3—4 Ctr.) Ein Feuer liefert wöchentlich 180—200 Ctr. Stabeisen bei einem Ausbringen von 75 % und einem Kohlenaufwand von 7—9 Cbcfss. pro 100 Pfd. Stabeisen.

Osemundschmiede.

f) Osemundschmiede. Man lässt das Roheisen mit gaarenden Zuschlägen gaar niederschmelzen und sich dabei Schmiedeeisen an dem Anlaufkolben ansetzen. Sobald

[1]) Ann. d. min. 4 sér. 4 Livr. de 1842, p. 258.

[2]) *Tunner*, Stabeisen- und Stahlbereitung 1846, p. 357.

[3]) Jahrbuch d. k. k. geolog. Reichsanstalt 1853, p. 499. *Tunner*, Stabeisen- und Stahlbereitung 1846, p. 306.

:h eine hinreichende Menge Eisen angesammelt hat, wird r Kolben ausgeschmiedet. Bei diesem in Westphalen[1]) iher üblichen Verfahren erfolgen aus 100 Pfd. gaarhmelzigem Roheisen 75 Pfd. Stabeisen, und auf 100 Pfd. n letzterem gehen 19—21 Cbcfss. Holzkohlen.

Comtéfeuer.

g) Comtéfeuer[2]) (hochburgundische Frischme.ode). Man schmilzt das Eisen tropfenweise ein, bringt e Eisenmasse mit der Brechstange über das Niveau der orm, lässt dieselbe wieder niedergehen, bringt die rohen arthien abermals vor die Form und vereinigt dann durch as Gaaraufbrechen alle Eisentheile zu einem Klumpen der Mitte des Feuers. Hierauf wird die Luppe auseschmiedet.

Dieses Verfahren wird in Belgien, im südwestichen Deutschland, im südöstlichen Frankreich nd in der Schweiz[3]) angewandt. Man producirt in eiem Feuer wöchentlich 80 Ctr. Stabeisen, wovon 60 % tarke Stäbe. Der Abgang beträgt 26—27,2 % und der Kohlenaufwand auf 100 Pfd. Stabeisen 10,52—12,09 Cbfss.

II. Verfrischen des Roheisens mit zweimaligem Einschmelzen.

§. 84. Verfrischen des Roheisens mit zweimaligem Einschmelzen in derselben Feuergrube. Hierher gehören folgende Methoden:

Müglafrische

a) Das Mügla- oder Brockenfrischen in Kärnthen. Roheisen wird in Form von Scheiben, Flossen, Bruchoder Wascheisen mehr roh als gaar eingeschmolzen, nach dem Einschmelzen mit gaarenden Zuschlägen vermengt und in Brocken getheilt, die aus dem Heerd genommen und gaar eingeschmolzen werden.

Brechschmiede

b) Die Brechschmiede. Unterscheidet sich von dem vorigen Verfahren dadurch, dass man dem Roheisen schon beim Einschmelzen ohne gaarende Zuschläge eine solche

[1]) *Karst.*, Arch. 1. R. XIII, 198.

[2]) *Valerius*, Stabeisenfabrikation, deutsch von *Hartmann*. 1855, p. 508. B. u. h. Ztg. 1845, p. 649.

[3]) *Karst.*, Arch. 2. R. XIX, 731.

Gaare gibt, dass es sich in viele Brocken zertheilen und aufbrechen lässt. (Böhmen, Mähren, Ungarn, Norwegen.) Beide Methoden erfordern viel Kohlen- und Kraftaufwand, gestatten aber nur eine geringe Production, sind deshalb wenig im Gebrauch.

erfrischen. c) Sinterfrischerei. Unterscheidet sich von den beiden vorigen Frischmethoden dadurch, dass das Roheisen im zerkleinten Zustande mit gepulverten Gaarschlacken eingeschmolzen wird. Diese Arbeit wird im Salzburgischen [1]) ausgeführt.

§. 85. Verfrischen des Roheisens mit zweimaligem Einschmelzen in zwei besonderen Feuern. Hierher gehören:

Hart- und Weichzerrennen. a) Das Hart- und Weichzerrennfrischen. Graues Eisen von leichtflüssiger Beschickung wird in einem besondern Feuer eingeschmolzen, das eingeschmolzene Eisen in Scheiben zerrissen (das Hartzerrennen), diese gebraten und dann in einem zweiten Heerde nach Art der Steyerschen Einmalschmelzerei (p. 238) gefrischt (das Weichzerrennen). Dieses Verfahren ist nicht zu verwechseln mit der Bratfrischschmiede, welche unmittelbar die blumigen Flossen vom Blauofen benutzt und kein so gutes Product liefert.

Schwäbische Frischmethode. b) Die Kartitscharbeit (schwäbische Frischmethode), unterscheidet sich von der vorigen dadurch, dass das eingeschmolzene graue oder halbirte Roheisen nicht in Scheiben zerrissen und gebraten, sondern gleich in den Hartzerrennheerden mit gaarenden Zuschlägen zu einem Klumpen (Kartitsch, Hahn) eingeschmolzen wird, den man im glühenden Zustande aufbricht und nach Art der Steyerschen Einmalschmelzerei verfrischt. Man hat

Beispiele. in Kärnthen einen Abgang von 20% und verbraucht auf 100 Pfd. Stabeisen 27—30 Cbcfss. Kohlen [2]). Zu Mägdesprung [3]) am Harze erfolgen von 100 Ctr. Roheisenmaterial (etwa $^3/_4$ weissem Roheisen und $^1/_4$ altem Guss- und

[1]) *Tunner*, Stabeisen- und Stahlbereitung 1846, p. 396.
[2]) *Tunner's* Stabeisen- und Stahlbereitung 1846, p, 379.
[3]) B. u. h. Ztg. 1854, p. 377.

Schmiedeeisen) durchschnittlich 76,3 Ctr. Stabeisen; pro Ctr. Stabeisen zu frischen und auszuschmieden sind 3,62 Stunden Zeit und 10,31 Cbfss. harte Kohlen erforderlich; bei der alten seit 1839 verlassenen Klumpfrischmethode erhielt man 75,5 % Stabeisen bei einem Aufwand von 4,32 Stunden Zeit und 14,18 Cbcfss. harten Kohlen pro Ctr. Stabeisen. Das bei der schwäbischen Methode erhaltene Eisen ist besser als das nach der Klumpfrischmethode dargestellte.

Läuterfrischschmiede.

c) Läuterfrischschmiede. Das in einem besondern Heerd (Läuterheerd) eingeschmolzene graue Roheisen wird durch den Windstrom theilweise entkohlt, dann aus dem Heerd gebrochen, zerschlagen und nach der Steyerschen Einmalschmelzerei behandelt.

Südwalliser Frischschmiede.

d) Die Südwalliser Frischschmiede. Graues Roheisen wird in besondern Heerden mit Cokes eingeschmolzen und weiss gemacht, dann im Frischfeuer brockenweise gegen die Form geführt, wobei kleine 10—12 Pfd. schwere stahlartige Luppen erfolgen, die unter Hämmern zu flachen Scheiben zusammengeschlagen und in Schweissöfen durch Cementiren in glühender Luft völlig gaar gemacht werden.

Zweiter Theil.

Flammofenfrischen. (Puddeln.)

Anwendbarkeit.

§. 86. Allgemeines. Von den Vortheilen des Heerd- und Flammofenfrischens war p. 213 die Rede. Die Wahl der einen oder andern Methode hängt hauptsächlich von den disponibeln Brennmaterialien und von ökonomischen Rücksichten ab [1]).

Theorie [2]

Beim Zuströmen von Luft zu dem auf dem Heerde

[1]) Allgemeine Einrichtung einer englischen Stabeisenfabrik: *Leblanc* II, Taf. 10; IV, Taf. 83, 84, 85, 86, 87, 88, 89, 90 u. 91. Belgische Hütten, 93, 94, 95, 96.

[2]) *Grundmann* in B. u. h. Ztg. 1855, p. 337.

des Flammofens eingeschmolzenen Roheisen bildet sich eine nicht unbedeutende Menge Eisenoxyduloxyd, dessen Sauerstoff durch fortwährendes Umrühren des Metallbades den im geschmolzenen Eisen enthaltenen Kohlenstoff in Gestalt von Kohlenoxydgas entfernt, welches in mit bläulicher Flamme verbrennenden Bläschen entweicht (Kochen des Eisens). Mit dem Fortschreiten der Entkohlung wird die Masse immer strengflüssiger, im Innern derselben bilden sich feste Körner von Schmiedeeisen, welche, wenn sie anfangen sich bedeutend zu vermehren, mit dem Rühreisen zusammengehäuft und lose an einander geschweisst werden. Dabei separirt sich das noch kohlenstoffhaltige Eisen und wird durch fortgesetztes Umrühren (**Puddeln**) völlig entkohlt. Die in dem Ofen aus einzelnen Frischeisenpartien zusammengeballten Klumpen (**Bals, Luppen**) werden unter Walzen, Hämmern etc. vollständig aneinandergeschweisst und weiter verarbeitet.

In der Praxis wird der Puddelprozess complicirter und schwieriger, als er der Theorie nach sein sollte, und hat dies seinen Grund hauptsächlich:

1) darin, dass es nicht möglich ist, alles Eisenoxyduloxyd mit dem Kohleneisen in Berührung zu bringen, in Folge dessen ein Gehalt an ersterem leicht im Eisen bleibt, wodurch der Zusammenhang seiner einzelnen Theile aufgehoben wird. Man sucht dieses überschüssige Eisenoxyduloxyd aus dem reinen und noch theilweise gekohlten Eisen durch einen Zusatz von Rohschlacke, $\dot{F}e^3 \ddot{S}i$, zu entfernen, wie aus Nachstehendem hervorgeht.

Das Einschmelzen des Roheisens im Puddelofen geschieht auf einer Sohle von Gaarschlacke, $\dot{F}e^6 \ddot{S}i$, welche in der Weissglühhitze eine sehr zähe, fest aneinander hängende Masse bildet und schwerer schmilzt, als Roheisen, weshalb sie sich beim Puddeln nicht mit demselben mengt. Nähert sich der Puddelprozess seinem Ende und bildet sich auf der Oberfläche des zum grössten Theile entkohlten Eisens eine Kruste von Eisenoxyduloxyd, so wirft man Rohschlacke darauf, welche nach dem Einschmelzen das Eisen vor weiterer Entkohlung schützt,

während der Eisenoxydgehalt des Eisenoxyduloxyds von dem Kohlenstoff zu Eisenoxydul reducirt wird. Letzteres wird von der Rohschlacke aufgenommen und diese dadurch basischer; sie bleibt aber noch hinreichend flüssig, um, nachdem das schon erstarrte Eisen auf die eine Seite des Ofens gebracht ist, nach der Mitte des Heerdes zu fliessen und das noch flüssige kohlehaltige Eisen zu bedecken. Bei fortgesetztem Puddeln wird diese Schlacke immer basischer und strengflüssiger und bildet einen Ueberzug an der auf dem Boden schon befindlichen Gaarschlacke und an den Wänden des Ofens. Das mit einer Schicht von Eisenoxyduloxyd überzogene, zur Seite gelegte Eisen wird dann in kleinen Stücken in der Mitte des Heerdes mit noch flüssigem Kohlenstoffeisen und leichtflüssiger Schlacke in Berührung gebracht, dann wieder an der entgegengesetzten Seite angehäuft und die neugebildete basische, strengflüssige Schlacke durch Puddeln an den Wänden und der Sohle des Ofens zum Absatz gebracht. Nachdem durch Wiederholung dieser Operation der Kohlenstoff entfernt und das überschüssige Eisenoxydul in die Schlacke geführt worden, wird die Luft möglichst abgeschlossen und das fertige Schmiedeeisen von anhängender Rohschlacke unter Quetschen, Walzen oder Hämmern befreit.

Bei Mangel an Rohschlacke kann ein Theil der gebildeten Gaarschlacke im Schmiedeeisen bleiben, welche sich wegen ihrer Strengflüssigkeit auf mechanischem Wege nicht daraus entfernen lässt.

Durch die Abscheidung des Eisenoxyduloxyds wird ein Eisenverlust von 4—5% herbeigeführt, zu welchem noch ein durch das Verbrennen des Kohlenstoffs herbeigeführter Gewichtsverlust von über 5% kommt.

2) in einem Gehalt des Roheisens an mehreren Procenten Eisenhohofenschlacke und an mechanisch anhaftender Kieselerde von den Sandformen etc. Beim Puddeln vereinigt sich die freie Kieselerde mit der Hohofenschlacke. Kommt dann in der letzten Periode desselben die gebildete kieselerdereiche Schlacke mit dem Eisenoxydul bei Mangel an Kohlenstoff in Berührung, so gibt sie einen

Theil ihrer Kieselerde an das Eisenoxydul ab, es bildet sich an den Wänden und an der Sohle des Ofens adhärirende Gaarschlacke und eine basische, strengflüssige Hohofenschlacke, welche mit dem Eisen gemengt bleibt, indem dieselbe schon in der Weissglühhitze erstarrt und nicht ausgequetscht werden kann. Die starke Adhäsionskraft dieser Schlacke zum Eisen tritt erst in dem Momente des Erstarrens ein. Es kann hierbei auffallend erscheinen, dass nur die basische Eisenhohofenschlacke und nicht auch die ebenfalls sehr basische und strengflüssige Gaarschlacke vom Boden und den Wänden des Ofens theilweise im Eisen bleiben soll. Dies hat seinen Grund darin, dass die basische Hohofenschlacke durch die ganze Eisenmasse gleichförmig vertheilt, die Gaarschlacke dagegen nur in einzelnen Parthien in derselben zusammengehäuft ist. Während bei den basischen Hohofenschlakken, ähnlich wie bei allen Glasflüssen, Email etc., eine grosse Adhäsionskraft zu dem Eisen wahrgenommen wird, so ist bei der Gaarschlacke die Cohäsionskraft vor der Adhäsionskraft überwiegend und es wird dieser Eigenschaft der letztern der Umstand hauptsächlich verdankt, dass durch den Puddelprozess ein von solcher Schlacke freies Schmiedeeisen erzeugt werden kann.

Erstes Kapitel.

Puddelmaterialien.

Eisenarten.

§. 87. Roheisen. Man verwendet entweder direct graues oder halbirtes Roheisen mit Hülfe stark gaarender Zuschläge (Schlackenfrischen) oder macht das graue Eisen zuvor in den Raffinir- oder Feineisenfeuern (p. 249) weiss und übergibt es dann als ein gereinigtes und zum Theil entkohltes Roheisen (Feineisen, Feinmetall) dem Flammofenfrischen (Weisseisenfrischen). Von dem verschiedenen Verhalten des weissen und grauen Roheisens beim Frischen war p. 216 die Rede.

Am besten eignet sich für das Flammofenfrischen das luckige oder das demselben nahe stehende weisse Eisen, welches durch Vorbereitung aus grauem oder halbirtem erhalten ist. Aber auch gutes Holzkohlenroheisen lässt sich direct bei gaarenden Zuschlägen verarbeiten, wenn es nicht zu viel Phosphor, Schwefel und Mangan enthält. Im entgegengesetzten Falle resultirt nie ein gutes Stabeisen, wenn das Roheisen nicht vorher weiss gemacht wird.

Während man wegen des bedeutenden Eisenabganges bei gutem Holzkohlenroheisen das Weissmachen möglichst beschränkt, so muss dieses selbst bei gutem Cokesroheisen, welches in England gewöhnlich verarbeitet wird, zuvor geschehen.

Man unterwirft dem Feinen alles unreine, hauptsächlich das graue, an Silicium reiche Roheisen, welches aus strengflüssiger Beschickung erblasen, den Kohlenstoff sehr festhält und den Puddelprozess verzögert, weshalb es zuvor beim Feinen durch den Einfluss eines starken Luftstromes etwas entkohlt wird. Es lässt sich aber nur schwer in luckiges weisses Eisen umwandeln.

Weisses unreines Roheisen unterwirft man ebenfalls dem Feinen; seine Behandlung ist aber schwierig, indem es leicht seinen Kohlenstoff verliert, frischt und im Heerde steif wird.

Halbirtes Roheisen pflegt dem Feinen weniger übergeben zu werden, weil es sich unmittelbar verpuddeln lässt.

Das meiste Roheisen enthält bis 2% und mehr Hohofenschlacke eingeschlossen, welche zu entfernen der Puddlingsprozess nach seinem jetzigen Stande durchaus unvermögend ist. Die Faulbrüchigkeit p. 205 eines Eisens, von welchem diese Schlacke zwei oder mehr Procent ausmacht, erklärt sich daher auf eine ganz ungezwungene Weise [1]). Das Puddelroheisen wird am zweckmässigsten in mit einem Kalküberzuge versehenen eisernen Formen zu Gänzen gegossen. Der Kalk nimmt Schwefel auf und

---

[1]) B. u. h. Ztg. 1855, p. 338.

der Eisenabgang wird bei der weitern Verarbeitung vermindert [1]).

§. 88. Brennmaterialien. Beim Puddelprozess kommen zur Anwendung

A. Feste rohe Brennmaterialien und zwar:

[Stein]kohlen. 1) Steinkohlen, das vorzüglichte Material. Am besten eignen sich in Sinterkohlen übergehende Backkohlen in Stücken von mittlerer Grösse, welche den Rost gleichförmig bedecken und eine lange Flamme geben. Es kommen jedoch auch nicht backende Steinkohlen zur Anwendung [2]). Durch Verwaschen der Steinkohlenasche lassen sich Cinders gewinnen [3]). Anthracit ist auch geeignet, obgleich derselbe keine lange, wohl aber eine sehr intensive Flamme gibt. Nach *Janoyer* [4]) hat die bei Anwendung von Schwefelkies enthaltenden Steinkohlen erzeugte schweflige Säure keinen wesentlichen Einfluss auf das Eisen beim Puddeln. Das auf der Oberfläche des flüssigen Eisens sich etwa bildende Schwefeleisen verbindet sich mit oxydirtem Eisen zu Oxysulphuret, welches sich als Schlacke oder Hammerschlag vom Eisen abscheidet.

[A]nthracit.

Holz. 2) Holz wird auf einigen französchen Hütten und in Steyermark in lufttrockenem oder gedörrtem Zustande angewandt [5]). Man hat damit gegen das Heerdfrischen eine Ersparung an Brennmaterial erreicht, es hält jedoch schwer, sich für eine grosse Fabrikation mit gedörrtem Holze zu versehen.

Torf. 3) Torf [6]) in lufttrockenem oder gedörrtem Zustande wird z. B. in Frankreich und zu Königsbronn in Würtemberg mit gutem Erfolg angewandt. Bei 35—40° C etwa 8 Tage getrocknet, geben 3 Gewichtstheile guter Torf denselben Effect wie 2 Theile Steinkohlen.

[1]) Bgwfd. IX, 156, 550.
[2]) Bgwfd. VI, 33. — *Karst.*, Arch. 1. R. III, 107.
[3]) Oester. Zeitschr. 1855, p. 367.
[4]) B. u. h. Ztg. 1855, p. 195.
[5]) *Leblanc*, II, 107; IV, 69. — B. u. h. Ztg. 1843, p. 448, 463.
[6]) B. u. h. Ztg. 1843, p. 736; 1845, p. 337; 1850, p. 145. *Dingl.*, XLVI, 202; LIX, 470. Oesterr. Zeitschr. 1858, p. 112.

4) **Braunkohlen** [1]. Einige Braunkohlensorten geben eine gute Flamme und solche lassen sich vortheilhaft anwenden. (**Westerwald, im Nassauischen, im Siegenschen.**) Braunkoh

B. **Gasförmige Brennmaterialien** sind in neuerer Zeit sehr häufig angewandt worden und zwar

1) **Gichtgase** verschiedener Oefen, z. B. der Eisenhohöfen [2], der Eisenfrischheerde [3]) etc. Aus den Bd. I, p. 122 angegebenen Gründen ist man in neuerer Zeit von der Anwendung der Gichtgase zum Puddeln mehr und mehr abgekommen und wendet statt deren häufiger Gichtgas

2) **Generatorgase** (Bd. I, p. 129) an und zwar aus **Holz** [4], **Torf** [5], **Braunkohlen** [6], **Holzkohlen** [7] und **Cokes** [8]. Für den Gasbetrieb ist wegen leichter Magazinirung und grösster Reinlichkeit des Betriebes **Holz** das vorzüglichste Material. Ihm kommt der **Torf** fast gleich, der indessen für die Magazinirung grosse Schuppen erfordert und, wenn er viel Asche enthält, auch eine öftere Reinigung des Generators nöthig macht. Auf Torf folgt reinere **Braunkohle** und dann die backende **Steinkohle**. Generator

---

[1] Bgwfd. XI, 309; XV, 343; XVII, 660; B. u. h. Ztg. 1844, p. 73; 1852, p. 81; *Tunner's* Jahrb. 1842, p. 257. — *Dingl.*, CXXXIV, 34.

[2] Bgwfd. IV, 156, 380; VI, 209. B. u. h. Ztg. 1846, p. 817.

[3] Bgwfd. IX, 513; B. u. h. Ztg. 1846, p. 169.

[4] B. u. h. Ztg. 1846, p. 169; 1849, Nr. 6; 1851, p. 1; 1852, p. 610. — *Leblanc*, IV, 71. — Oester. Zeitschr. 1853, p. 3; 1854, p. 207; 1855, p. 251 u. 219. — *Le Play*, Grundsätze, welche die Eisenhüttenwerke mit Holzbetrieb und die Waldbesitzer befolgen müssen, um den Kampf gegen die Hütten mit Steinkohlen erfolgreich zu führen. 1854, p. 97, 176. (Gaspuddel- und Schweissöfen in Kärnthen und Thüringen.)

[5] Bgwfd. XIII, 39; XVI, 430. — B. u. h. Ztg. 1849, p. 81; 1851, p. 1; 1855, Nr. 7, p. 139, 150. *Leblanc*, IV, 71. *Dingl.*, CXXXI, 153; CXXXII, 272. *Le Play*, Grundsätze etc., p. 126.

[6] Bgwfd. XI, 249, 309; VII, 26; XVII, 661. B. u. h. Ztg. 1844, p. 89; 1845, p. 521; 1849, p. 437; 1851, p. 1. *Tunner's* Jahrb. 1842, p. 257; 1843.

[7] B. u. h. Ztg. 1852, p. 611. *Leblanc* IV, 70. Oester. Zeitsch. 1855, p. 251.

[8] *Leblanc* IV, 71.

Backende Steinkohle, rein oder unrein, folgt deshalb zuletzt, weil die Apparate dafür in der Anlage etwas theurer sind und die Unterhaltung derselben für den Centner Product mehr als bei anderen Brennstoffen beträgt[1].

…rstoffgas.

3) Wasserstoffgas, durch Ueberleiten von Wasserdämpfen über glühendes Eisen erzeugt, ist von *Krause*[2]) beim Puddeln empfohlen.

…chiedene …rten.

§. 89. Zuschläge und Agentien. Die Zuschläge und Agentien sind fast ganz dieselben wie beim Heerdfrischen, nur wendet man keine Gebläse-, sondern Zugluft an. Das *Schafhäutl*'sche Pulver erweist sich bei einem unreineren Eisen sehr wirksam, indem neben der reinigenden Kraft des Chlors auch eine Bildung von Schwefelnatrium stattfinden soll, welches in die Schlacke geht.

Nach *Nasmyth*[3]) wird durch Anwendung von Wasserdampf beim Puddeln die Operation sehr erleichtert und beschleunigt und die Qualität des Products wesentlich verbessert.

Zweites Kapitel.

Vorrichtungen und Geräthschaften.

…meines.

§. 90. Allgemeines. Wie bereits angeführt ist, resultirt unter gleichen Umständen beim Heerdfrischen ein besseres Eisen, als beim Flammofenfrischen, und meist nur durch wiederholte Schweiss- und Raffinirarbeit lässt sich, mit einem grössern Eisenabgang, ein gutes Product erzeugen. Aus diesem Grunde sind die Vorrichtungen etc. beim Flammofenprozess umfangreicher, als beim Heerdfrischen. Man bedarf dabei

…nmofen- …-Vorrich- …ngen.

1) der Feineisenfeuer, der Puddelöfen und Schweissöfen;

2) der Hammerwerke;

---

[1]) B. u. h. Ztg. 1855, p. 93.

[2]) B. u. h. Ztg. 1847, p. 401. — *Dingl.*, LXX, 453.

[3]) Bgwfd. VII, 150; XVIII, 483. — Oester. Zeitschr. 1855, p. 261.

3) der Walzwerke;

4) verschiedener Gezähstücke.

§. 91. Feineisenfeuer, Weissöfen, Puddelöfen und Schweissöfen.

Feineisenf

a) Das Feineisenfeuer[1]) (Taf. VII, Fig. 105, 106), in welchem das Roheisen durch Umschmelzen bei viel Wind von fremdartigen Bestandtheilen gereinigt und dann weissgemacht werden soll, besteht aus einem rechteckigen Heerd, dessen Sohle *s* von Sand oder Schlacken hergestellt ist, welche auf feuerfesten Ziegelsteinen *S* ruhen. Der Heerd ist aus Eisenplatten zusammengesetzt, welche an 3 Seiten zur Abkühlung Wassertröge *E* enthalten. Die vordere Platte *F* enthält die Abstichöffnung *o*, durch welche die Producte in den Einguss *x y* fliessen. *f* Arbeitsplatte, *g* Seitenplatte, deren Einschnitte die Stange *h h'* tragen, auf welche der Arbeiter die Brechstange zum Aufstossen der Abstichöffnung legt. *H* Platten mit den Oeffnungen für die Formen. *L* Platten, welche den Heerd umschliessen und an den Säulen *M*, welche die Esse tragen, angebracht sind. *P* gusseiserne Träger, welche auf den Säulen *M* ruhen und die Esse tragen. *E'* gusseiserne, mit Wasser gefüllte Tröge zur Abkühlung des Gezähes. *T* Wasserformen, welche aus den Trögen *N* gespeist werden. *Q* Vertheilung des Windes in die Formen.

Weissöfe

b) Die Weissöfen dienen zu demselben Zwecke, wie die Feineisenfeuer und werden entweder mit festem Brennmaterial oder mit brennbaren Gasen gespeist. Der zur Königshütte in Oberschlesien[2]) in Anwendung stehende Weissofen mit Steinkohlengasfeuerung (Taf. VII, Fig. 107, 108) hat nachstehende Einrichtung:

a Gasgenerator, welcher durch die mit einer Eisenplatte *y* verschlossene Oeffnung *x* mit Steinkohlen gespeist wird. Die entwickelten Gase ziehen durch *V* in den Weissofen *m*. Der durch die Röhre *t* in den Cylinder *T*

---

[1]) *Jones*, verbesserte Feineisenfeuer und Puddelöfen. *Dingl.*, CXXIX, 423.

[2]) B. u. h. Ztg. 1843, p. 611; 1846, p. 833. — *Karst.*, Arch. 2. R. XVII, 795; XX, 475.

geführte heisse Wind gelangt von hier aus theils in den Gasgenerator *a*, theils in den Weissofen *m*. Durch die Röhre *c* tritt der Wind in den Blechkasten *b* und von hier durch zwei Formen *d* in den Gasgenerator. Der andere Theil Wind geht durch die Röhre *f* in den Cylinder *g*, von hier durch die Röhre *i* in den Blechkasten *K* und dann mit Stechen in den Weissofen. Durch einen Hülfsrost *h* kann die Luft noch mehr erhitzt werden. Die das Feinen des Roheisens begünstigenden Formen *l* sind durch Muffen mit dem Cylinder *g* verbunden und durch angebrachte Hähne lässt sich der Luftzutritt genau reguliren. *r* Fuchs, durch welchen die verbrannten Gase in die Esse *H* ziehen. *p* Arbeitsthür. *q* Abstichöffnung. *s* blecherne Essen, welche den Zweck haben, einen starken Luftzug unter der gusseisernen Heerdplatte und längs den Seitenwänden des Ofens herbeizuführen, um dieselben abzukühlen.

Puddelöfen.

c) Die Puddel- oder Rühröfen[1]), zum Frischen des Eisens dienend, sind aus feuerfesten Materialien aufgeführte Flammöfen, deren Feuerungsraum eine verschiedene Construction hat, je nachdem man mit festen Brennmaterialien (Taf. VII, Fig. 109, 110) oder mit Gasen heizt (Bd. I, Taf. IV, Fig. 67, 68).

Ein mit Steinkohlenfeuerung versehener englischer Puddelofen (Taf. VII, Fig. 109, 110) hat folgende Einrichtung:

a Schürloch, *b* Rost, *c* Feuerbrücke, *d* gusseiserne Heerdplatten auf Tragplatten ruhend und mit Schmiedesinter, Frischschlacken, Kalk[2]) oder Sand bedeckt. *e* durch einen Schieber verschliessbare und mit einem Schauloche versehene Einsatzthür, *f* Essen von 40—50 Fuss Höhe. Bei Puddelöfen mit Gasfeuerung treten die brennbaren Gase gewöhnlich in einen Sammelraum, strömen durch einen Schlitz desselben über die Feuerbrücke und werden

[1]) *Valerius*, Handbuch der Stabeisenfabrikation, deutsch von *Hartmann*. 1845, p. 69, 106, 114.

[2]) *Karst.*, Arch. 1. R. II, 292. *Eck*, über die Anfertigung der Heerdsohle bei den Puddelfrischöfen zu Monkland. *Karst.*, Arch. 2. R. XXV, 604.

durch Zuleitung von erhitzter Gebläseluft durch mehrere bewegliche Düsen verbrannt (Bd. I, Taf. IV, Fig. 67, 68.) *Müller*[1]) hat im Vergleich des von ihm patentirten Puddelofens gegen gewöhnliche Rostöfen eine Ersparung von 22 % Brennstoff erhalten. Der Rost bei seinem Ofen besteht aus einer Platte mit Oeffnungen von 6 Linien Durchmesser, unter welche Gebläseluft geleitet wird. Die zum Verbrennen der entwickelten Gase erforderliche heisse Luft wird durch mehrere Düsen von oben über die Feuerbrücke geleitet. Der Ofen eignet sich besonders für Holz- und Torffeuerung.

Auch sind Puddelöfen mit Pultrost[2]) in Anwendung gekommen.

Ein Puddelofen muss folgende Bedingungen erfüllen:

α) Die Flamme muss möglichst wenig Kohlenstoff enthalten, weshalb man den Rost je nach der Qualität der Brennmaterialien in einige Tiefe unter die Feuerbrücke legt.

β) Die Temperatur muss hinreichend hoch und gleichförmig im Heerd sein, was man durch eine zweckmässige Einrichtung des Gewölbes erreicht.

γ) Zur bessern Benutzung der Wärme muss die Geschwindigkeit der ausziehenden Flamme im Ofen vermindert werden, was man durch eine Erweiterung des Heerdes erreicht; nach dem Fuchs zu zieht er sich zusammen, wodurch der nothwendige lebhafte Zug herbeigeführt wird.

δ) Man muss im Ofen je nach Umständen eine oxydirende und reducirende Wirkung hervorbringen können, was man hauptsächlich durch Einschüren von mehr oder weniger Brennmaterial in der Gewalt hat.

Schweissö

d) Die Schweissöfen[3]) (Taf. VII, Fig. 111, 112) dienen zum Zusammenschweissen der vom Zängewerk kommenden rohen Eisenstäbe, welche mit der Scheere zerschnitten, zu Paqueten zusammengelegt und einer Schweiss-

---

[1]) *Tunner's* Jahrb. 1854, p. 247.

[2]) Holzpuddelofen mit Pultrost zu Hammerau in Oberbayern. *Tunner's* Jahrb. 1847. — B. u. h. Ztg. 1848, p. 226.

[3]) *Valerius*, Stabeisenfabrikation 1845, p. 141. — *Karst.*, Arch. 1. R. VIII, 186.

hitze ausgesetzt werden. Sie unterscheiden sich von den Puddelöfen entweder gar nicht oder nur darin, dass sie mehr lange als breite Heerde enthalten. Dieselben werden entweder mit festen oder gasförmigen[1]) Brennmaterialien geheizt. Die Oefen können mit einem Treppenrost[2]) vorgerichtet sein.

Feistmantl[3]) hat eine sehr interessante Arbeit über Vertheilung der von den Brennstoffen erzeugten Wärme in einem Schweissofen auf die verschiedenen Functionen, die sie zu verrichten hat, geliefert.

In Belgien sind zum Anfeuern eines Schweissofens 1000 Kilog. Steinkohlen erforderlich. Eine Charge von 500 Kilog. Rohschienen dauert 100—130 Min. Auf 1 Kilogr. ausgewalztes Eisen braucht man 0,74 Kilogr. Steinkohlen bei 9—10 % Abgang.

In einem Gasschweissofen zu Lippitzbach in Kärnthen werden täglich etwa 4700 Kilogr. Eisen ausgeschweisst mit 1,13 Kilogr. gedörrtem Holz auf 1 Kilogr. Eisen. Nach *Senger*[4]) wird auf der Annahütte bei Königsberg altes Schmiedeeisen durch mehrere Schweisshitzen sehr zweckmässig verarbeitet. Die Schweissofenschlacken werden wohl der Hohofenbeschickung zugesetzt[5]).

Zweck. §. 92. Hammer- und Quetschwerke[6]). Zum Zusammenschlagen (Zängen) der aus dem Puddelofen kommenden Luppen bedient man sich im Allgemeinen schwerer Stirnhämmer, damit alle Schlacke ausgepresst wird und diese demnächst beim Walzen nicht schädlich influirt. Den grössten Effect liefern die neuerdings von *Nasmyth*[7]) erfundenen Dampfhämmer, mit denen man sowohl die

Stirnhämmer.

Dampfhämmer.

---

[1]) Schwedischer Gasschweissofen mit Holz- und Holzkohlenfeuerung. *Tunner's* Jahrb. 1852, p. 233; 1853, p. 266. — Kärnthner Schweissofen mit Gasfeuerung. *Le Play*, Grundsätze etc. p. 115, Taf. III.

[2]) Oester. Zeitschr. 1855, p. 167.

[3]) B. u. h. Ztg. 1850, Nr. 36.

[4]) Bgwfd. XVIII, 533.

[5]) Oester. Zeitschr. 1855, p. 243, 311.

[6]) *Valerius*, Stabeisenfabrikation 1845, p. 270.

[7]) Bgwfd. VI, 265, 415; X, 205, 397; XI, 338, 647. — *Dingl.*, CXXXIV, 251.

stärksten, als leisesten Schläge ausführen kann. Dieselben sind von *Dorning* [1]), *Wurm* [2]), *Cavé* [3]), *Giraud-Millioz* [4]), *Condie*, *Brown* [5]), *Bramwell* [6]), *Morrison* [7]), *Rigby* [8]) und Andern modificirt. *Nasmyth's* Dampfhammer (Taf. VII, Fig. 113, 114) hat nachstehende Construction [9]):

A massiver Block aus Gusseisen; *B* Ambos durch einen Keil *a* in ersterem befestigt; *C* der fallende Hammer, welcher an dem beweglichen Eisenstücke *D* mittelst eines Keiles *a'* befestigt ist. Das Stück *D* dient dazu, das Gewicht des Hammers zu vergrössern und mit der Kolbenstange zu verbinden; es bewegt sich in Coulissen der beiden Gerüstständer. *E* die Kolbenstange, welche den Dampfkolben mit dem Kopfe des Hammers verbindet und durch 2 Keile *a*. an letzterem befestigt ist. *b'* Holzscheiben, mittelst welcher die Kolbenstange im Innern des Stückes *D* gehalten wird. *F* Dampfkolben. *G* Dampfcylinder, an beiden Enden geschlossen und auf einer eisernen Unterlage *H* ruhend, durch deren Mitte die Kolbenstange hindurchgeht. *f'* Hahn zum Entweichen des Dampfes durch die Röhre *g'*. *J* gusseiserne Kammer, in welcher sich der Dampfschieber *c* bewegt. *e* Eintrittsöffnung für den Dampf, wenn der Kolben gehoben werden soll. *f* Dampfzuleitungsrohr, durch welches, sowie durch das Rohr *g* der Dampf in die Kammer *J* eintritt. Um diese Zuleitung zu reguliren, dient ein Ventil, welches sich innerhalb der Büchse *L* befindet.

Die Schubstange *d* des Dampfschiebers *c* ist nach oben hin verlängert und trägt einen kleinen Kolben *c'* innerhalb der Kammer *J'*. Durch diesen Kolben wird mittelst Dampfdruckes ein Niedergehen der Schubstange

---

[1]) Bgwfd. VI, 343; IX, 395; *Dingl.*, CXVIII, 283.
[2]) B. u. h. Ztg. 1846, p. 496.
[3]) B. u. h. Ztg. 1849, p. 161.
[4]) B. u. h. Ztg. 1852, p. 452.
[5]) *Dingl.*, CXXXI, 6.
[6]) *Dingl.*, CXXXI, 84.
[7]) *Dingl.*, CXXXIV, 199.
[8]) Polyt. Centr. 1855, Lief. 2.
[9]) *Schubarth*, technische Chemie II, 64.

bewirkt. In der Mitte derselben ist das Ende eines Hebels *p* befestigt, welcher am andern Ende mit einer vertikalen Stange *q* in Verbindung steht, die durch Führungen *r*, *r'* bis zum untern Theil der Maschine herabreicht. *q'* eine Hülse zur Verbindung der beiden Stücke, aus welchen die Stange zusammengesetzt ist. Durch dieselbe geht ein beweglicher Steuerungshebel *v* hindurch, welcher am entgegengesetzten Ende einen Griff hat, wenn man die Zugstange mit der Hand bewegen will. Dieser Hebel *v* wird, wenn der Hammer gehoben wird, von einer Nase *N* getroffen, wodurch die Stange herabgezogen, folglich der Dampfschieber *c* gehoben wird. Hierdurch wird sogleich eine Verbindung zwischen dem untern Theile des Dampfcylinders und dem Ableitungsrohr *g'* hergestellt, wodurch der Dampf, nachdem er den Kolben gehoben hat, abströmt und den Hammer schnell fallen lässt.

Soll die Maschine von selbst ihren Gang reguliren, so sind noch andere Vorrichtungen erforderlich. Die Stange *q* hat gerade unter der untern Führung *r'* einen cylindrischen Ansatz, gegen welchen sich der Hebel *u* vermittelst der Feder *s'* anlegt, so dass beim Herabgehen der Stange der Hebel sich gegen den Ansatz legt und dadurch ein Aufsteigen der Stange hindert. Hierdurch wird bewirkt, dass der Schieber *c* in seiner Stellung bleiben muss und der Dampf ausströmen kann. Gleichzeitig steht auch der kleine Kolben *c'* hoch und hat das Ventil *j* in die Höhe gehoben, wodurch bewirkt wird, dass der Dampf vom Dampkessel aus durch das Rohr *f* durch *L*, *k* und *h* in die Dampfkammer *I'* über den Kolben *c'* gelangen kann. Allein es erfolgt dadurch keine Bewegung, indem durch den Hebel *u* die Bewegung der Stange *q* gehemmt ist. So wie aber der Hammer gefallen ist, ändert sich augenblicklich das Verhältniss. An der Vorderfläche des Hammerträgers *D* sind zwei eiserne Prellklötze *P* und *P'* befestigt, zwischen welchen ein Hebel sich lose bewegen kann. Derselbe schleift an den Vorsprung *s'*, wenn er sich bewegt; eine Feder *o'* hält ihn in der gehobenen Lage. Die Feder hat das Bestreben, wenn der Hammer aufschlägt, sich zu öffnen, dadurch wird der Hebel *o* frei,

schlägt auf P' auf, springt aber sogleich gegen P zurück und wird wieder von der Feder gehalten. Durch diese Bewegung ist der Hebel u frei geworden und der Dampfschieber sinkt. Der Hebel u ist mit dem untern Theile eines Zaumes M in Verbindung, welcher an dem Hammergerüst angebracht ist, ganz nahe beim Hammerträger D, und von dem Bolzen t gehalten wird. Der gerade und senkrechte Theil des Zaumes ist mit dem abgerundeten Theile des Hebels o in Berührung; sinkt dieser, so bestrebt sich der kleine Arm den Zaum zurückzudrängen, welcher seinerseits den Hebel u zurückstösst. Hierdurch wird die Stange q frei und der auf den kleinen Kolben drückende Dampf treibt denselben, wie eine gespannte Feder, herab. Diese Veränderung in der Stellung ist augenblicklich. Sowie der Hammer geschlagen hat, öffnet der Schieber dem Dampfe die Zutrittsöffnung e, der Kolben F wird gehoben. Während der Zeit ist das Ventil j geschlossen und die kleine Menge Dampf, welche sich über dem Kolben c' in der Büchse I' befindet, kann durch die seitlichen Oeffnungen i in den Canal i' gelangen und durch das Rohr g' entweichen. Die Bewegung des Hebels dauert so lange fort, als das Ventil in L und der Hahn f' offen bleiben. Wenn der Dampfkolben den höchsten Stand einzunehmen im Begriff steht und bereits die seitlichen Oeffnungen i im Cylinder G überschritten hat, öffnet sich das Kegelventil j, der zuströmende Dampf wird dann stark zusammengepresst und hilft das Herabstürzen des Hammers beschleunigen.

Der Arbeiter kann die Maschine schneller oder langsamer arbeiten lassen, anhalten, anlassen, wie es ihm beliebt; dies geschieht vermittelst der Handgriffe n und n'. Einer derselben steht mittelst der Zugstange m mit einem Hebel in Verbindung, welcher das Ventil in der Büchse L bewegt, der andere vermittelst der Stange m' mit dem Hahne f'. Wird das Ventil in L geschlossen, so steht die Maschine still; öffnet man dasselbe völlig, so arbeitet sie mit grösster Kraft.

Schliesst man den Hahn f', so hemmt man den Fall des Hammers gänzlich, öffnet man nur ein wenig, so kann

man das Herabschlagen so mässigen, dass der Hammer das auf dem Ambos liegende Stück kaum berührt, dass er nicht heftiger schlägt, als ein Arbeiter mit dem Handhammer. Um den Dampfcylinder und den Dampfschieber beim Beginne der Arbeit zu reinigen, dient der kleine Hahn *y* zur Seite der Dampfkammer *I* und das Rohr *x*, durch welches das aus dem Dampfe condensirte Wasser entfernt wird.

Dem *Nasmyth*'schen Principe entgegengesetzt ist dasjenige, wo sich nastatt eines Kolbens mit Kolbenstange der mit einem Kerne versehene Dampfcylinder bewegt[1]).

In Schlesien[2]) sind dreierlei Arten von Hämmern in Anwendung, die *Nasmyth*'schen mit festem Cylinder und Selbststeuerung, die verbesserten *Condie*'schen mit beweglichem Cylinder und Selbststeuerung und die patentirten *Hoffmann*'schen mit Balancier und Handsteuerung.

Man gibt den *Condie*'schen den Vorzug und findet überhaupt die direct wirkenden besser, als die mit Balancier versehenen.

Quetschwerke und Zängewalzen.

Statt der Hammerwerke wendet man auch wohl Zängewalzen oder Quetschwerke[3]) (*Squeezer* Taf. VII Fig. 115) an. *A* Gerüst, durch Bolzen auf den Balken *B* befestigt. *C* Mauerwerk. *D* vertikale Ständer, durch eine Querverbindung *E* verbunden. *F* Wellbaum, um welchen sich der Hebel *G* bewegt, dessen Verstärkungsrippe sich in eine Gabel *I* endigt, durch welche ein Bolzen *K* hindurchgeht. An dem vordern Theil des Hebels ist ein Lager *H* angeschraubt, welches nach der Abnutzung ausgewechselt werden kann. *L* Dampfkolben, welcher sich in dem Cylinder *M* bewegt und mit dem Bolzen *K* in Verbindung steht. *N* oscillirende Bläuelstange auf der Krummzapfen-

---

1) *Tunner's* Jahrb. 1852, p. 258; 1854, p. 183. Taf. III. — Oester. Zeitschr. 1853, p. 6. — *Hammon's* Lufthammer. *Dingl.*, CI, 409.

2) B. u. h. Ztg. 1855, p. 170.

3) *Brown's* Maschine: *Dingl.*, CXXIX, 481. B. u. h. Ztg. 1852, p. 756. *Schubarth*, techn. Chem. II, 66. Neuer Schauplatz der Bergwerkskunde XV, II. Abth., p. 94. — *Guillemin's* Maschine B. u. h. Ztg. 1846, p. 469. — *Burdon's* Maschine B. u. h. Ztg. 1844, p. 983. — *Allarton's* Quetschwerk Bgwfd. VI, 268. *Dingl*, LXXXII, 22.

welle *O*, welche dazu dient, den Dampfschieber *a* vermittelst der Hebel *b* und *c* und der Schieberstange *d* in Thätigkeit zu setzen. Der Dampf kommt durch *e*; *R* Schwungräder auf der Welle *O*; *S* gusseiserne Platte zum Zängen der Luppe, unterhalb mit einem Wasserbassin *T* zum Kühlhalten versehen.

Luppenmü

Weniger als Hämmer und Quetschwerke leisten die Luppenmühlen[1]), in denen die Luppen durch Umdrehung eines senkrechten eisernen Cylinders innerhalb eines excentrisch ihn umgebenden Mantels, welche beide mit Einschnitten versehen sind, zusammengedrückt werden.

Vorzüge Walzwer

§. 93. Walzwerke[2]). Da der Puddelprocess weit schneller ausgeführt wird, als das Heerdfrischen, so müssen auch maschinelle Vorrichtungen vorhanden sein, welche das gefrischte Eisen schneller verarbeiten. Als solche haben die Walzwerke vor den Hämmern den Vorzug. Es übt jedoch das Walzen und Schmieden einen ungleichen Einfluss auf die Qualität des Eisens aus. *Lagerhjelm*[3]) weist nach, dass das Walzen ein dichtes gleichartigeres, fasriges Eisen gibt, während das geschmiedete Eisen öfters undicht und ungleichartig ist. Man hat verschiedene Arten von Walzen, hauptsächlich aber folgende:

Walzenart

a) Präparirwalzen, grosse cannelirte Walzen, zwischen welche die mit dem Hammer zu einem viereckigen Stücke geformte Luppe gebracht wird. Zuweilen werden die Luppen direct, ohne behämmert zu sein, zwischen Zängewalzen gebracht. Die hierbei erhaltenen flachen starken Stäbe werden mittelst Scheeren zerschnitten, die einzelnen Stücke in Paqueten zusammengeschweisst und ausgewalzt

b) zwischen den Vorwalzen. Hier werden sie vollkommener zusammengeschweisst, in ihren Dimensionen reducirt und dann

---

[1]) Kalender für den B. u. Httm. (Spamer) 1853, p. 46. — *Overmann* a treatise on metallurgy 1852, p. 603.

[2]) *Valerius*, Stabeisenfabrikation 1845, p. 28, 239, 293, 362. — Neuer Schauplatz der Bergwerkskunde XV. 2. Abth., p. 99. — Bgwfd. XVIII, p. 565.

[3]) Bgwfd. VII, 156. – *Dingl.*, XXX, 97; XXXII, 409; CXVI, 270.

c) zwischen den Stabeisenwalzen fertig gemacht.

Einrichtung eines Walzwerks.

Ein Walzwerk (Taf. VIII Fig. 116—118) hat nachstehende Einrichtung[1]): *a* Walzengerüstständer mit den Ober- und Unterlagern zur Aufnahme der Walzen. *b* Bolzen zum Zusammenhalten der Ständer. *c* Präparirwalzen. *d* Blech- oder glatte Hartwalzen. *e* Schrauben zum Stellen der Walzen, in Muttern *e'* laufend und mittelst eines Schlüssels anziehbar. *f* Kuppelungswellen. *g* Kuppelungsbüchsen (Muffen). *h* Kuppelungsräder; das obere Rad empfängt die Bewegung von dem untern Rade, dem sie durch die Welle *f* mitgetheilt worden. *i* Ständer, in denen die Axen der Kuppelungsräder laufen. *k* Schrauben zur Befestigung der Kopfstücke *l* auf dem obern Theile der Ständer für die Kuppelungsräder. *m* Sohlplatten für die Gerüstständer, mittelst deren sie auf die Schwellen *n* aufgeschraubt sind. *o* Schrauben zum Zusammenhalten der Schwellen. *p* Flacheisenwalzen. *q* (Fig 117) Walze für Rundeisen. *r* (Fig. 118) Walzen für Schneideisen.

Geräthschaften.

§. 94. Diverse Geräthschaften. Bei den einzelnen Operationen werden folgende Gezähstücke gebraucht:

a) bei der Feineisenbereitung

diverse Brechstangen mit und ohne Schärfen zum Arbeiten im Heerde und zur Reinigung desselben;
mehrere Haken zum Zurechtlegen des Roheisens;
Stecheisen, Schaufeln etc.

b) beim Puddeln

Rührhaken, Brechstangen mit breitgeschmiedetem oder gekrümmtem Ende zum Zertheilen und Umrühren des Metalles. Spatel, eine breit ausgeschmiedete Brechstange zum Rühren und Bilden der Luppe (Bal).
Diverse Brechstangen, Schaufeln, Hämmer etc.

c) beim Schweissen

Spatel, Zangen, Scheeren etc.

---

[1]) *Schubarth*, techn. Chem. 1851, II, 63.

Drittes Kapitel.

Verfahren beim Flammofenfrischen.

§. 95. **Allgemeines.** Das Verfahren beim Heerdfrischen ist im Allgemeinen einfacher, als beim Puddeln, jedoch kommen bei letzterem nicht so viele abweichende Methoden vor.

Verschiedene Operationen. Feineisenbereitung.

Das Flammofenfrischen [1]) umfasst folgende Arbeiten:

1) Das Feineisenmachen [1]). Diese Operation ist nicht immer erforderlich und richtet sich nach der Qualität des zu verfrischenden Roheisens. Man schmilzt 24—25 Ctr. des betreffenden Eisens mit Cokes im Feineisenheerd (pag. 249) ein, indem man zuweilen die geschmolzene Masse umrührt. Man braucht bei Holzkohlenroheisen pro min. 150—180 Cbfss., bei Cokesroheisen 220—240 Cbfss. Luft. Sobald die Schlacken sehr flüssig und hellroth sind und sich nicht mehr an der Brechstange ansetzen, leitet man das Eisen in einen Einguss. Gutes Feineisen wirft beim Abstechen dicke Funken ohne Flamme und hat eine passende Consistenz.

Beispiele.

In Frankreich und Belgien sind zur Umwandlung von 1 Kilog. Roheisen in Feineisen 0,303—0,313 Kilog. Cokes erforderlich; ein Feuer mit 6 Düsen producirt pro Woche 130 Tonnen, ein solches mit 4 Düsen 90 Tonnen Feineisen.

Zur Königshütte in Oberschlesien erfolgen im Feineisenfeuer von 100 Pfd. Roheisen 90 Pfd. Feineisen; zu 100 Pfd. von letzterem sind 2,727 Cbfss. Cokes erforderlich.

Im Gasflammofen (pag. 249) geben 100 Pfd. Roheisen 92 Pfd. Feineisen, und zu 100 Pfd. von letzterem sind 1,36 Cbfss. Stückkohlen nöthig.

Zu Dowlais [2]) in England werden 1—2 Tonnen Roheisen in Heerden von 1′ 4″ Tiefe, 4′ Länge und 3′ Breite bei Windzuführung durch 4 oder 6 unter einem Winkel von 20° geneigte Düsen in 2—3 Stunden mit Cokes oder

[1]) *Valerius*, Stabeisenfabrikation 1845, p. 153.
[2]) Bgwfd. XVII, p. 744.

Steinkohlen feingemacht, wobei man Schlacken von der vorigen Operation zuschlägt.

Puddeln. 2) Das Puddeln[1]). Auf den Heerd des Puddelofens, der entweder aus mit Gaarschlacken bedeckten Gusseisenplatten oder aus Sand etc. besteht, trägt man 360—400 Pfd. weisses Roheisen ein, versetzt dasselbe in einen breiartigen Zustand, zertheilt es und rührt die einzelnen Stücke bei verminderter Temperatur und bei Zutritt von wenig Luft in den eisenoxydulhaltigen Schlacken fortwährend um, wobei unter Entwicklung von blauen Flämmchen ein Aufsteigen, Kochen der Schlacken stattfindet und das Eisen seinen Kohlenstoff verliert.

Sobald die blauen Flämmchen einzelner erscheinen und die rothe Farbe der Eisenbrocken lichter wird, geht die Entkohlung zu Ende und man schreitet unter Erhöhen der Temperatur zum Zusammenschweissen der einzelnen Eisenstücke zu Luppen (bals) meist bei vorherigem Zusatze von Rohschlacken. Die erzeugten Schlacken (neutrales kieselsaures Eisenoxydul) werden theils beim Fuchse abgelassen, theils fliessen sie von selbst durch eine Oeffnung ab.

Beim Verarbeiten von grauem Eisen schmilzt man dieses, nachdem vorher oder nachher auf den Heerd reichlich Frischschlacken gebracht sind, völlig ein, wobei durch die oxydirende Einwirkung der Schlacken das Roheisen erst in den Zustand versetzt wird, in welchem sich das weisse, kohlenstoffarme Roheisen (Feineisen) befindet, wenn es beginnt weich zu werden. Das Roheisen wird dann bei erniedrigter Temperatur mit den flüssigen Schlacken in steter Bewegung gehalten, auch wohl nach dem Flüssigwerden durch Begiessen mit Wasser in den teigigen Zustand zurückgeführt. Man nennt dies Verfahren das Schlackenpuddeln[2]).

Manche Abweichungen kommen beim Betriebe der mit Gas, Holz oder Torf gespeisten Flammöfen

---

[1]) *Valerius*, Stabeisenfabrikation 1845, p. 162. *Schubarth*, tech. Chem. 1851, II, 63.

[2]) *Tunner*, B. u. h. Ztg. 1853, p. 797.

vor[1]. *Plant*[2]) wendet zur Regulirung der Hitze im Ofen einen Wind- und Dampfstrom an.

3) Bearbeitung der Bals. Die Bals werden entweder erst unter schweren Hämmern (Stirn- oder Dampfhämmern) oder unter Zängemaschinen gezängt und dann unter die Präparirwalzen gebracht oder sogleich zwischen den Zängewalzen behandelt. Die hierbei erhaltenen groben Eisenstäbe werden mit grossen Scheeren in einzelne Stäbe geschnitten, diese zu Paqueten vereinigt, im Schweissofen[3]) bis auf die gehörige Temperatur erhitzt und dann zu verschiedenen Sorten ausgewalzt, indem man die rauhen Enden (Scheerengang) mit der Scheere abschneidet. Durch wiederholte Paquetbildung und Schweissung wird das Eisen verbessert[4]).

Man macht bei jeder 2—2½ Stunden dauernden Operation 3—6 Luppen und erhält bei gefeintem Eisen 8 bis 9%, bei grauem bis 30% Eisenverlust.

Im Siegenschen, auf dem Harze und an andern Orten hat man den Puddelofenbetrieb mit Hammerwerken, welche früher beim Heerdfrischen gebraucht wurden, verbunden.

Zu Couillet in Belgien braucht man zum Puddeln von 230 Kilog. grauem Roheisen 2¼—2¾ Stunden, bei weissem Roheisen 1¾—2¼ Stunden und bei Feineisen 1½—2 Stunden. Auf 1000 Kilog. Rohschienen gehen 1000 Kilog. Steinkohlen. Unter den günstigsten Verhältnissen erfolgen bei weissem Eisen nur 7% Abgang.

Zu Low-Moor[5]) in Yorkshire macht man in 12 Stunden 7—8 Chargen à 3 Ctr. und 40—50 Pfd. schwere Luppen.

Auf französischen Puddelhütten rechnet man auf 1 Kilog. Feineisen 1 Kilog. und auf 1 Kilog. weisses Roh-

---

[1]) *Valerius*, Stabeisenfabrikation 1845, p. 198.
[2]) B. u. h. Ztg. 1851, p. 315.
[3]) *Valerius*, Stabeisenfabrikation 1845, p. 191.
[4]) Walzen des Eisens: *Karmarsch*, mech. Tech. 1851, I, 151.
[5]) Englische Stabeisenfabrikation Bgwfd. XVII, 743. — *Overmann*, c. l. p. 561.

eisen 1,4—1,5 Kilog. Steinkohlen; ein Puddelofen liefert resp. 17 und 11 Tonnen Eisen.

Zu Ilsenburg am Harze macht man bei Anwendung von Gas Chargen von 300—400 Pfd. halbirtem Roheisen, die nach 1½—2 Stunden fertig sind. Aus 100 Pfd. Roheisen erfolgen 85,2 Pfd. Puddeleisen.

Puddlings- und Walzwerkbetrieb findet u. a. noch statt zu Brezowa [1]), Moabit [2]), Neuberg [3]), Prevali [4]) und Lippitzbach [5]) in Kärnthen, zu St. Stephan [6]) in Steyermark, am Ural [7]), bei Rothehütte [8]) am Harze, zu Mautern [9]) in Steyermark, zu Mägdesprung [10]), zur Blechhütte [11]) bei Thale und zu Ilsenburg [12]) am Harze, zu Hammerau und Achthal [13]) im südlichen Baiern, auf Alvenslebenhütte [14]) in Oberschlesien, in Schweden [15]) etc.

Dritter Theil.

Gemischte Frischmethoden.

…endbarkeit. §. 96. **Allgemeines.** Theils aus ökonomischen Rücksichten, theils zur Erzeugung eines bessern Eisens hat man die Eisenbereitung mit Holz und Steinkohlen ver-

---

1) Oester. Zeitschr. 1853, p. 3; 1854, p. 207. B. u. h. Ztg. 1854, p. 136.
2) Oester. Zeitschr. 1853, p. 103; 1855, p. 219.
3) Oester. Zeitschr. 1854, p. 40, 124.
4) *Tunner's* Jahrb. 1841, p. 211.
5) *Le Play*, Grundsätze etc. 1854, p. 96, 176.
6) *Tunner's* Jahrb. 1842, p. 257.
7) B. u. h. Ztg. 1851, p. 1; 1849, p. 689.
8) *Le Play*, Grundsätze etc. 1854, p. 126.
9) *Tunner's* Jahrb. 1847, p. 64. B. u. h. Ztg. 1848, p. 222.
10) B. u. h. Ztg. 1849, p. 81, 385.
11) B. u. h. Ztg. 1853, p. 349.
12) B. u. h. Ztg. 1854, p. 162, 423.
13) Oester. Zeitschr. 1855, p. 251.
14) Oester. Zeitschr. 1855, p. 228.
15) *Karst.*, Arch. 1. R. VII, 381; XI, 315.

schiedenartig mit einander verbunden, wodurch die sogenannten gemischten Frischmethoden[1]) entstanden sind.

Die bekantesten sind:

Verfahren der Champagne

1) Das Verfahren in der Champagne. Phosphorhaltiges weisses Roheisen wird mit stark gaarenden Zuschlägen im Flammofen verfrischt und die erhaltene Luppe im gewöhnlichen Frischfeuer bei Steinkohlen ausgeschweisst.

Schlesisches Verfahren

2) Schlesisches Verfahren[2]). Roheisen wird wie gewöhnlich in Heerden verfrischt; die erhaltenen Luppen werden aber in Schweissöfen bei Steinkohlen gewärmt und unter Walzwerken ausgestreckt. Man hat zwar hierbei einen grössern Brennmaterialaufwand und Eisenabgang, erhält aber grössere Eisenmengen von gleicher Güte.

III. Abschnitt.

Verfeinerung des Stabeisens.

Zweck.

§. 97. Allgemeines. Die Verfeinerung des Stabeisens[3]) kann darin bestehen, dass man ihm geringere Dimensionen oder eine andere Gestalt gibt, um dasselbe als passendes Material für die Fabrikanten und Handwerker abgeben zu können.

Nach seiner Gestalt unterscheidet man das Eisen in:

Eisenarten

Quadrateisen, flaches Eisen, Rundeisen und Faconeisen, welches letztere einen sehr verschiedenartigen Querschnitt haben kann. Zu kleinern Dimensionen verarbeitetes Quadrateisen und Rundeisen nennt man Reckeisen, feines Quadrateisen mit gekerbten Kanten Kraus- oder Zaineisen, flaches Eisen Bandeisen bis Blech, und wird dieses der Länge nach unter Walzen

---

[1]) B. u. h. Ztg. 1849, p. 106.

[2]) Bgwfd. III, 465, 481; VIII, 357. B. u. h. Ztg. 1844, p. 73; 1849, p. 106.

[3]) *Valerius*, Stabeisenfabrikation 1845, p. 409.

getheilt, Schneideisen, und sehr dünnes Rundeisen Draht. Das Ausstrecken kann unter Hämmern oder Walzwerken (Taf. VIII, Fig. 116—118) geschehen. Hierher gehört auch die Anfertigung der Eisenbahnschienen[1]).

Erstes Kapitel.

Anfertigung der feinern Eisensorten.

rfahren. §. 98. Allgemeines. Die Anfertigung der feinern Eisensorten geschieht entweder unter leichten Schwanzhämmmern (Reck-, Band-, Zainhämmern) (Taf. VI, Fig. 104) oder zwischen Feineisenwalzen, welche je nach Erforderniss eben oder cannelirt sind. Quadrateisen von einer geringern Stärke als $1/4''$ wird nicht mehr unter Quadrateisenwalzen ausgestreckt, sondern mittelst eigener Walzen geschnitten (Schneideisen) (Taf. VIII, Fig. 118); desgleichen auch kein Rundeisen, sondern dieses wird alsdann durch Oeffnungen von verschiedenem Durchmesser gezogen (Draht). Zum Anwärmen des Materialeisens dient bei Anwendung von Hämmern eine Schmiedeesse, bei Walzwerken ein Flammenglühofen. Für Hämmer ist ein Flammofen wegen der Langsamkeit des Ausreckens nicht vortheilhaft.

Zweites Kapitel.

Drahtfabrikation.

rfahren. §. 99. Allgemeines. Zur Drahtfabrikation[2]) eignet sich nur ein zähes, festes und zugleich etwas hartes Eisen.

---

[1]) *Tunner*, in B. u. h. Ztg. 1843, p. 1105; 1854, p. 44. — *Hartmann*, ibid. 1845, p. 320; 1847, p. 778; 1850, p. 439; Verfahren zu *Seraing* Bgwfd. XIII, 609, 801. *Röhrig*, ibid. 1854, p. 141. — Polyt. Centralbl. 1854, Nr. 3. — *Valerius*, Stabeisenfabrikation 1845. p. 336. — *Tunner*, Jahrb. 1842, p. 198. — Das deutsche Eisenhüttengewerbe 1848, p. 143.

[2]) B. u. h. Ztg. 1842, p. 861; 1844, p. 700; 1855, p. 161. — Bgwfd.

Weiches sehniges Eisen reisst leicht beim Ausziehen. Das 4kantige Materialeisen vom Walzwerke wird zu schwachen runden Stäben und endlich zu grobem Draht ausgewalzt, dieser an dem einen Ende zugespitzt und durch eine harte stählerne Platte mit verschieden grossen Löchern (Zieheisen)[1]) gezogen. Die hierbei angenommene Sprödigkeit verliert der Draht beim Ausglühen wieder. Das Durchziehen wird entweder durch Zangen oder Leiern (Scheiben, Bobinen) bewerkstelligt. Die Zangen öffnen sich, indem sie sich dem Zieheisen nähern, schliessen sich alsdann und ziehen den gefassten Draht durch rückgängige Bewegung mit sich fort. Dabei erhält der Draht auf den Punkten, wo die Zange angreift, Eindrücke oder sogenannte Zangen- oder Zahnbisse, die ihn unansehnlich machen.

Zangenwe

Vortheilhafter ist es, das Durchziehen des Drahtes durch eine ununterbrochene Bewegung mittelst der Leiern zu bewirken. Dies sind vertikalstehende Walzen oder abgestumpfte Kegel, die sich um ihre Axe drehen und auf denen sich der Draht aufwickeln muss. Ein Leierwerk (Taf. VII, Fig. 119, 120) hat folgende Einrichtung: *A* Bank. *B* Haspel mit dem ausgeglühten Draht, in der Mitte an einer Stange leicht drehbar. *C* Leier mit einem Haken *u*, an welchem das eine Ende des auf *B* befindlichen Drahtes, nachdem dasselbe im zugespitzten Zustande durch das mit Löchern von verschiedener Grösse versehene Zieheisen *F* durchgesteckt worden, befestigt wird. Man wählt zunächst dasjenige Loch des Zieheisens aus, dessen Durchmesser etwas kleiner ist als der des Drahtes. Soll die Leier *C* in Umdrehung versetzt werden, so hebt man dieselbe mit der Hand in die Höhe, so dass der Haken *o* die Querstange *n* ergreift und herumführt. Das Umdrehen der Rolle *C* wird durch die Stange

Leierwer

IX, 229. — *Valerius*, Stabeisenfabrikation 1845, p. 420. — *Schubarth*, techn. Chem. 1851, II, 69. — *Karmarsch*, mech. Techn. I, 183, 194. — *Prechtl*, technol. Encyklopädie, Bd. IV, Artikel: Draht. — *Hartmann*, Handbuch des Maschinen- und Fabrikwesens II, 1. 390.

[1]) Anfertigung des Zieheisen. *Karst.*, Arch. 1. R. VI, 427.

l bewirkt, woran die Querstange *i* mit dem Haken *o* befestigt ist. Dieselbe endigt in eine auf der Unterlage *d* ruhende Spitze und wird durch die bewegliche Welle *a* mittelst der Winkelräder *b* und *c* in Umdrehung versetzt. Dadurch wickelt sich der durch *F* gezogene Draht auf *C* auf, wobei man das Zieheisen *F* in der Spalte des Ständers *D* so stellt, dass der Draht stets horizontal liegt. Sobald derselbe vom Haspel vollständig abgewickelt ist, wird der Haken *o* nicht mehr an der Querstange *n* durch den gespannten Draht festgehalten und die Rolle fällt herunter, wodurch deren Verbindung mit der Welle *l* unterbrochen wird. Darauf steckt man den Drahtring von *C* auf *B* und wiederholt das Ziehen des Drahtes durch ein feineres Loch. Die Zieheisen bestehen aus einer zusammengeschweissten Eisen- und Stahlplatte für die gröbern Drahtsorten, für die feinern aus gehärtetem Stahl. Für erstere sind die Löcher konisch, für letztere konisch-cylindrisch.

Gröbere Stahlsorten fertigt man direct unter kleinen Walzen an, denen man etwa 8 Zoll Durchmesser gibt und welche in der Minute bis zu 250 Umdrehungen machen, so dass ein Eisenstück von einem Quadratzoll Querschnitt und 2 Fuss Länge in $^2/_3$ Minuten zu einem Draht von $4^1/_2$ Linien Durchmesser und von 20 Fuss Länge ausgestreckt wird.

Ausglühen des Drahtes. Das Ausglühen des Drahtes geschieht entweder in der Esse vor dem Gebläse mit Holzkohlen oder in einem Glühofen, oder bei den feinern Drahtsorten in gusseisernen Gefässen bei Luftabschluss. Hat sich der Draht beim Ausglühen mit Glühspan überzogen, so muss dieser entfernt werden. Scheuern des Drahtes. Dies, das sogenannte **Scheuern**, kann auf verschiedene Weise geschehen, gewöhnlich dadurch, dass man den ringförmig zusammengelegten Draht an einem beweglichen Hebelarm befestigt und ihn bei beständigem Zurinnen von Wasser gegen eine Unterlage schlagen lässt (**Polterbänke**) oder dass man ihn mit Kieselsteinen in eine durchlöcherte, sich um ihre Axe drehende Tonne unter Zufluss von Wasser bringt.

Zur Erkennung der einzelnen Drahtnummern dient

ein mit verschieden dicken Einschnitten versehenes Instrument, die **Drahtklinke** oder **Drahtlehre**.

Durch Eintauchen in Kupfervitriollösung und Ziehen durchs Zieheisen ertheilt man dem Eisendraht eine schöne Kupferfarbe und schützt ihn auf einige Zeit vor dem Rosten. Ein mit Kupfer überzogener Draht soll mit grosser Leichtigkeit durch die Ziehlöcher gehen und ein weniger häufiges Glühen erforderlich machen [1]).

Drittes Kapitel.

Blechfabrikation.

§. 100. **Allgemeines.** Zur **Walzblechfabrikation** [2]) taugliches Eisen muss möglichst weich und dehnbar sein, und seine Verarbeitung geschieht immer im glühenden Zustande, weil es, um in Blech verwandelt zu werden, sich seiner Länge und Breite nach ausdehnen muss. Das **Ausglühen** der Bleche geschieht entweder, und zwar sehr unvollkommen, in Heerden, besser in Glühöfen [3]). Das Umwandeln der in Stücke (**Stürze**) zerhauenen flachen Stäbe in Blech aber durch Hammer- oder **Walzwerke**.

Erforderliche Beschaffenheit des Eisens. — *Verfahren.*

Das **Schmieden** des Blechs ist ungemein schwierig und selbst bei den geschicktesten Arbeitern unvollkommen, geht langsam und veranlasst einen bedeutenden Eisenabbrand und Brennmaterialaufwand, weshalb man jetzt nur **Walzwerke** anwendet.

Blechschmieden. — *Blechwalzen.*

---

[1]) Landrin dictionaire de minéralogie, de géologie et de métallurgie. Paris 1852, p. 478.

[2]) Bgwfd. XV, 262. Polyt. Centrbl. 1853, p. 908. B. u. h. Ztg. 1852, p. 296; 1855, p. 161. *Valerius*, Stabeisenfabrikation 1845, p. 395. *Schubarth*, techn. Chem. 1851, II, 72. *Karmarsch*, mech. Technolog. 1851, I, 161. *Dingl.*, XCIII, 489.

[3]) *Kerr*, über Benutzung der aus den Frischfeuern entweichenden Flammen zur Feuerung von Blechglühöfen. *Dingl.*, CXXX, 30.

[...]ssblech-[...]rikation. Dünnes Schwarzblech (Dünneisen) wird sehr häufig verzinnt und dadurch in Weissblech[1]) verwandelt. Die gebeizten Bleche[2]) werden in Talg, dann in flüssiges Zinn getaucht, worauf man den Ueberschuss an letzterem abtropfen lässt und hierauf die Tafeln mittelst Kleie von anhaftendem Fett reinigt. Ueber das Beizen des Bleches ist zu berücksichtigen, was beim Verzinnen des Roheisens (p. 192) gesagt worden.

[...]werthung [...]r Blech-[...]bfälle. Abfälle von Schwarzblech, Bohr- und Drehspäne können dadurch verwerthet werden, dass man in das Ablassgerinne des Eisenhohofens für Gusseisen Vertiefungen macht und in dieselben etwa 10% solcher Abfälle thut. Diese werden von dem darüber fliessenden Eisen aufgenommen, wodurch dasselbe für das Puddeln geeigneter wird, indem der Eisenrost Kohlenstoff entfernt[3]). Die Weissblechabfälle kann man zur Anfertigung von Schmiedeeisen benutzen[4]). Durch Anätzen des Weissbleches lässt sich sogen. moiré métallique[5]) anfertigen.

Sehr häufig wird auch verzinktes Eisenblech[6]) in der Technik angewandt, dessen Herstellung in ähnlicher Weise geschieht, wie die des verzinkten Gusseisens.

III. Abtheilung.

Stahlerzeugung.

[...]ppen der [...]hlgewin-nung. §. 101. Allgemeines. Der Stahl[7]) unterscheidet sich vom Roh- und Stabeisen durch seinen Kohlengehalt, vom Roh-

---

[1]) *Karst.*, Arch. 1. R. III, 134, 237. B. u. h. Ztg. 1852, p. 843; 1842, 830; 1847, p. 651. — *Valerius*, c. l., p. 404. *Karmarsch*, mechan. Technol. I, 451. *Dingl.*, XCI, 304. — Zinn zum Verzinnen des Eisens. *Karst.*, Arch. 1. R. XIV, p. 223.

[2]) *Symond's* Beizverfahren. *Dingl.*, CXXXI, 284.

[3]) Oester. Zeitschr. 1856, p. 311.

[4]) Bgwfd. XIII, 572. B. u. h. Ztg. 1850, p. 38.

[5]) *Karst.*, Arch. 1. R. VIII, 378.

[6]) *Dingl.*, CIX, 478, 480; CXII, 121.

[7]) Literatur über Stahlerzeugung: *Damemme*, praktisches Handbuch der Fabrikation und Bearbeitung des Stahls, deutsch von *Hart*-

eisen durch seine Schweissbarkeit, vom Stabeisen durch seine Schmelzbarkeit. Die Stahlbereitung[1]) steht im Allgemeinen auf einer niedrigern Stufe der Ausbildung, als die Stabeisenfabrikation. Die vorzüglichsten Hauptgruppen[2]) der Stahlgewinnung haben sich in der Nähe sehr reiner leichtflüssiger Eisenerze (in den Centralalpen, in Steyermark und Kärnthen, an der Sieg, Mosel, Saar etc., in der Nähe des Stahlberges bei Müsen, im Thüringer Wald etc.) gebildet, und da letztere nur vortheilhaft mit vegetabilischen Brennmaterialien verarbeitet werden können, so ist ihre Production durch die Grösse der Hülfsquellen, welche die benachbarten Wälder liefern, beschränkt. In England und von da aus in andern Ländern ist die Stahlerzeugung nur unnatürlich heimisch geworden, indem man dort auf Umwegen durch complicirte Manipulationen aus dem reinsten Stabeisen ein billigeres Product darstellt, als in Steyermark und Siegen.

Farbe.

§. 102. Eigenschaften des Stahls. Farbe graulich weiss bis weiss mit vollkommenem Metallglanze.

Textur.

Textur körnig zackig, wird selbst zu den dünnsten Stäben ausgereckt nicht sehnig. Je dichter und gleichartiger das Korn, desto besser ist er; ausgezeichnet körniges Gefüge, blaues, weissschimmerndes Korn, sehnige und adrige Stellen deuten auf noch vorhandenes Eisen. Aller Stahl zeigt ein feines blättriges Gefüge, welches in allen Stadien der Verarbeitung und Formveränderung immer wieder hervortritt.

Spec. Gewicht.

Spec. Gew. = 7,7.

Härte.

Härte. Ungehärteter Stahl verhält sich wie das härteste Roheisen, durch schnelles Abkühlen nach dem Glühen (Härten) wird er so hart, dass er von keiner Feile

---

mann. Quedlinburg und Leipzig 1839. — *Tunner*, Stabeisen- und Stahlfabrikation. Grätz 1846. — Die Bereitung und Verarbeitung des Stahls nach *Overmann*, deutsch von *Hartmann*. Frankfurt 1853. — *Valerius*, Stabeisenfabrikation, p. 531.

[1]) Stahlhütten im preussischen Staate. Preuss. Zeitschr. I, 175.

[2]) *Le Play*, gegenwärtiger Zustand und wahrscheinliche Zukunft der Stahlfabrikation auf dem europäischen Continente. Bgwfd. VII, 361.

angegriffen wird und Glas schneidet. Durch Erhitzen (Ausglühen, Anlassen) verliert der Stahl seine Härte wieder. Ungehärteter Stahl muss in gewöhnlicher und erhöhter Temperatur geschmeidig sein.

Festigkeit.

Festigkeit. Die absolute Festigkeit übertrifft die des Stabeisens bedeutend; die rückwirkende Festigkeit ist sehr bedeutend, und die relative variirt, je nachdem der Stahl gehärtet oder ungehärtet ist. Die sich als Elasticität äussernde Biegsamkeit, welche guter Stahl in hohem Grade besitzt, nimmt mit der Härte ab. Man muss deshalb auf den höchsten Grad der Härte verzichten, wenn es auf grosse Festigkeit ankommt und umgekehrt. Sprödigkeit als Folge der durchs Härten erlangten Härte und Mangel an Festigkeit sind nothwendig zu unterscheiden. Je spröder der Stahl nach dem Härten wird, desto schlechter ist er. Die Ursache der Sprödigkeit rührt entweder von der nicht tadellosen Beschaffenheit des Eisens oder von der ungleichartigen Vertheilung des Kohlenstoffs her. Im ersteren Falle wird ein Raffiniren oder Umschmelzen weniger, als im letzteren helfen. Die Güte des Stahls wird hiernach nicht allein durch seine Härte, sondern auch durch seine Festigkeit und Elasticität bestimmt. Einen harten, wenig festen und spröden Stahl nennt man wohl wild.

Verhalten in erhöhter Temperatur.

Verhalten in erhöhter Temperatur. Verhält sich im Allgemeinen wie hartes Stabeisen, schweisst etwas früher, als dasselbe, lässt sich deshalb mit Stabeisen gemengt nicht schweissen, indem sich dieses unter dem Hammer vom Stahl sondert, wird weniger leicht oxydirt, durch anhaltende Glühhitze ebenfalls mürbe (verbrannt) und giebt in solchem Zustande ein gutes Stabeisen [1]). Gehärteter Stahl wird beim Glühen weich; bei Gegenwart von Kohle verwandelt er sich mit Beibehaltung seiner körnigen Textur in ein mürbes roheisenartiges Product, weshalb Stahl, wenn er seine Eigenschaften beibehalten

---

[1]) Ueber Regeneration von verbranntem Stahl: Polyt. Centrbl. 1853, p. 636, 1063. Bgwfd. XVII, 4, XI, 596; XIII, 638. *Dingl.*, CXVI, 243; CXXVIII, 428.

soll, bei Abhaltung von Luft und Kohle geglüht werden muss. Steigert man die Temperatur, so schmilzt der Stahl (bei 1700—1900° C) und wird, in Formen ausgegossen, je nach der raschern oder langsamern Abkühlung, härter oder weicher (Gussstahl). Rasch abgekühlter Stahl ist hart, weiss, klingend und äusserst spröde.

§. 103. Verhalten des Stahls zu andern Körpern.

Sauerstoff und Wasser wirken auf Stahl weniger, als auf Stabeisen und graues Roheisen. Sauerstoff Wasser

Kohle verwandelt Stahl bei erhöhter Temperatur in Roheisen. Im Allgemeinen bedingt die Kohlenstoffmenge den Grad der Härte des gehärteten und den Grad der Geschmeidigkeit des nicht gehärteten Stahls, ausserdem hängt aber noch die Festigkeit und Elasticität des gehärteten Stahls von der Gleichartigkeit der ganzen Masse ab. Von mehreren Stahlsorten ist diejenige die festeste, dehnbarste und elastischste, in welcher der Kohlenstoff am gleichmässigsten vertheilt ist. Kohle.

Schwefel[1]) veranlasst, dass Stahl bei einer niedrigen Temperatur schweisst, ist aber sonst schädlich. Schwefel

Phosphor bewirkt ebenfalls, dass Stahl früher schweisst, findet sich jedoch selten im Stahl und nur in den sprödesten Sorten. Phosphor

Säuren lösen den Stahl, je nachdem er ungehärtet oder gehärtet ist, leichter oder schwerer auf. Säuren.

Silicium in grösserer Menge benimmt dem Stahl seine Festigkeit; 0,05 % wirken schon nachtheilig. Ein geringer Schwefel- und Phosphorgehalt schadet dem Stahl nach *Karsten* weniger, als ein Siliciumgehalt. Dieser Ansicht *Karstens* steht die von *Schafhäutl*[2]) gegenüber, welcher eine gewisse Quantität Kiesel zur Bildung des Stahls für nöthig hält, indem er nachweist, dass siliciumfreier Stahl durch Ablöschen in Wasser nicht härter wird. Nach ihm darf das zur Cementstahlbereitung bestimmte Stabeisen nur so weit und in der Art verfrischt sein, dass die zum Stahle wesent- Silicium

[1]) *Karst.*, Arch. 2. R. IX, 465; X, 794.

[2]) *Prechtl*, techn. Encyklop. XV. 306. Bgwfd. VI, 357. *Karst.*, Arch. 1. R. V, 158; *Dingl.*, XXXVI, 245. — *v. Ferstl* fand im Stahl 0,1—0,2 % Silicium (Jahrb. d. k. k. geolog. Reichsanst. 1854 Nr. 4 p. 868.)

lich erforderliche Kohlenkieselverbindung nicht zerstört worden ist. Aus diesem Grunde wird der beste Stahl aus dem schwedischen Danemorastabeisen fabricirt, welches nach der rasch arbeitenden Wallonenfrischmethode erzeugt ist und obige Kohlenkieselverbindung enthält. Wird dieses Eisen durch eine andere als die Wallonenschmiede erzeugt und dabei der Kohlenstoff vollkommener abgeschieden, so eignet es sich zur Cementation nicht vorzüglicher, als jedes andere Eisen.

Aluminium. Aluminium[1]) soll dem ostindischen Stahl (Wootz) seine vorzüglichen Eigenschaften ertheilen.

Silber. Silber, beim Schmelzen des Gussstahls zugesetzt, macht denselben härter.

Kupfer. Kupfer[2]) verringert die Beschaffenheit des Stahls.

Nickel. Chrom. Nickel macht den Stahl zur Damascirung fähig (Meteorstahl), desgleichen Chrom.

Mangan. Mangan hielt man früher für ein Verbesserungsmittel des Stahls, was aber neuerdings dadurch widerlegt ist, dass die besten Stahlsorten (Siegenscher, Steyerscher) keine Spur davon enthalten. Jedoch sind aus den später zu örternden Gründen manganhaltige Eisensteine geneigt, ein für die Stahlerzeugung geeignetes Eisen zu liefern.

§. 104. Verschiedene Stahlarten.[3]) Je nach der Darstellungsweise unterscheidet man folgende Stahlarten:

Roh- oder Schmelzstahl. a) Roh- oder Schmelzstahl, durch theilweise Entkohlung des Roheisens erzeugt, seltener direct durch Schmelzung von Erzen.

Cement- oder Brennstahl. b) Cement- oder Brennstahl durch anhaltendes Glühen von Stabeisen mit kohligen Substanzen dargestellt. Beide Sorten werden, um sie homogener zu machen, entweder unter Streckwerken weiter behandelt (Gärb- oder

Gärbstahl.

[1]) Einfluss des Siliciums und Aluminiums auf den Stahl. *Dingl.*, CXXXIV, 157. — *Karst.*, Arch. 1. R. VIII, 193.

[2]) *Dingl.*, LXVI, 234. *Karst.*, Arch. 2. R. IX, 465; X, 794.

[3]) *Schauer*, über den im Handel vorkommenden englischen Stahl und über die gebräuchlichen deutschen Stahlsorten. Bgwfd. III, 129. *Schafhäutl*, über die Stahlsorten des Handels. *Dingl.* LXXVII, 223. Stahlfabrikation: B. u. h. Ztg. 1843, p. 313.

raffinirter Stahl) oder auch durch Umschmelzen (**Gussstahl**). Letzteres Verfahren liefert ein vollkommeneres Product. Durch wiederholtes Schweissen und Gärben wird der Stahl weicher und zuletzt in Stabeisen umgewandelt und zwar Cementstahl früher als Rohstahl. Durch Legirung des Stahls mit manchen Metallen entstehen Stahlsorten, welche wegen der dadurch erzeugten guten Eigenschaften besonders geschätzt sind, als: **Chromstahl, Meteorstahl, Gold-, Silber- und Platinstahl.**

Gussstahl

§. 105. **Kennzeichen für die Stahlsorten.**[1] Guter Stahl ist durch folgende Kennzeichen characterisirt:

Kennzeichen

a) bei ganz feinem, gleichmässigem Korne und gleichmässiger Farbe nimmt er durch Ablöschen in einer wässrigen Flüssigkeit in Dunkelrothglühhitze die grösste und gleichmässigste Hitze an und erhält auf dem Bruche eine Rose.

b) Er verliert beim höchsten Anlaufgrade am wenigsten von seiner Härte und lässt sich, ohne Brüche und Risse zu erhalten, beim Schmieden am besten schweissen.

Durch Eintauchen des angelassenen Stahls in wässrige Salpeter- oder Salzsäure und nachherige Reinigung wird die Textur desselben blosgelegt, welches Mittel zur Beurtheilung und Vergleichung der Qualität des Stahls sehr anwendbar ist.[2]

I. Abschnitt.

Darstellung des Stahls aus Erzen.

---

§. 106. **Allgemeines.** Dieses in Stücköfen oder Heerden ausgeführte Verfahren ist sehr unvollkommen,

Unvollkommenheiten dieses Verfahrens

---

[1]) *Damemme*, Prüfung der Stahlsorten. Polyt. Centrbl. 1848, Nr. 13, p. 834. *Pionnier*, über die Anwendung des Stahls und über die Wirkungen der Härtung Bgwfd. IX, 353.

[2]) Bgwfd. IX, 414.

weil das erfolgende Product bald mehr eisenartig, bald mehr stahlartig ist und im letzteren Falle nur gebraucht werden kann. Man nennt den in Heerden erhaltenen Stahl Wolfsstahl, den aus Blauöfen Blase- oder Osemundstahl.

Beide Methoden sind wohl kaum noch im Gebrauche.

II. Abschnitt.

Stahlerzeugung aus Roheisen. (Darstellung von Rohstahl, Schmelzstahl, Puddelstahl.)

Theorie.

§. 107. Allgemeines. Die Umwandlung des Roheisens in Stahl geschicht durch einen Frischprocess im Heerde oder Flammofen (Puddelofen), wobei aber durch langsame Behandlung des Roheisens mit dem Sauerstoff der Luft und eisenoxydulreicher Schlacken der Kohlenstoff nach und nach verbrennen soll, so dass der Arbeiter jederzeit den Process beendigen kann. Dieser ist im Allgemeinen als sehr schwierig zu bezeichnen, weil der Erfolg desselben hauptsächlich von der Geschicklichkeit und Uebung der Arbeiter abhängt.

Erster Theil.

Stahlbereitung in Heerden [1].

Erstes Kapitel.

Materialien zur Rohstahlbereitung.

Wahl des Roheisens.

§. 108. Roheisen. Die Beschaffenheit des Roheisens ist von wesentlichem Einfluss auf die Wahl des Prozesses und der sonstigen Verrichtungen. Man wendet an:

[1]) *Tunner*, Stabeisen- u. Stahlbereitung in Frischheerden. Grätz 1846

Graues Roheisen.

a) Graues, rohschmelziges Roheisen, welches erst in den tropfbar flüssigen Zustand gebracht werden muss, ehe die Abscheidung der Kohle statt finden kann, und langsam unter dem Winde zu behandeln ist. Da ein Aufbrechen der Luppen (Schrei) nicht statt findet, so muss der Feuerbau der Qualität des Eisens entsprechen. Vor Allem ist darauf zu sehen, dass das eingeschmolzene Roheisen in eine breiartige Masse übergeht und beim Erstarren weiss wird, was man gewöhnlich durch gaarende Zuschläge bewirkt, seltener durch Temperaturerniedrigung, indem man Stabeisen oder schon fertigen Stahl zusetzt. Die ungleichartige Beschaffenheit des Rohstahls aus grauem Roheisen macht eine sorgfältige Bearbeitung beim Ausschweissen und Ausschmieden nothwendig, weshalb gewöhnlich ein Hammer nur ein Rohstahlfeuer versehen kann. Aus strengflüssigem, grauem Roheisen lässt sich wegen der Schwierigkeiten beim Frischen und Ausschmieden mit Vortheil kein brauchbarer Rohstahl erzeugen. Graues Eisen wird z. B. in Westphalen, Schlesien und am Harze verarbeitet.

Spiegeleisen.

b) Spiegeleisen (weisses rohschmelziges Eisen) verhält sich ähnlich wie graues Eisen von leichtflüssiger Beschickung, indem es beim Einschmelzen dünnflüssig wird. Allein es verdickt sich dann schnell ohne gaarende Zuschläge allein durch den Windstrom, gestattet deshalb eine raschere Arbeit und giebt einen gleichartigeren Stahl (Siegen [1]).

Blumiges und luckiges oder weisses gaarschmelziges Eisen.

c) Weisses gaarschmelziges Eisen mit geringem Kohlenstoffgehalt (blumiges und luckiges Eisen) wie es z. B. in Steyermark verarbeitet wird, eignet sich vorzüglich zur Stahlbereitung, indem es im Heerde nicht in den dünnflüssigen Zustand gelangt, sondern durch Cementation der teigartigen Roheisenmasse über dem Windstrome sich in Stahl verwandelt und schon als solcher niedergeht. Es kommt hierbei darauf an, das Roheisen hinreichend lange über dem Wind zu erhalten.

[1]) *Stengel*, über Rohstahleisen bei Cokes erblasen. B. u. h. Ztg. 1849, p. 865.

Vorbereitung des Roheisens.

Das Roheisen wird entweder unvorbereitet (Steyersche Frischstahlarbeit, Tyrol) angewandt, oder zuvor in einem Heerde bei Luftzutritt umgeschmolzen und in Scheiben gerissen (Brescianarbeit in Deutschland). Man treibt die Vorbereitung des Roheisens nicht so weit, als wenn dasselbe zu Stabeisen verarbeitet werden soll, und richtet sich beim Frischen mit dem Windstrom nach dem Kohlenstoffgehalt. Schwacher Wind gibt im Allgemeinen ein stabeisenartiges Product, dagegen stärkerer Wind mehr ein stahlartiges, indem wegen des schnelleren Niedergehens die Entkohlung nicht so vollkommen geschehen kann.

Die Stahlerzeugung aus solchem Roheisen hängt weniger von der Geschicklichkeit des Arbeiters, als von dem Kohlenstoffgehalt des Eisens und der Stärke des Windstromes ab. Besonders eignen sich dazu die blumigen Flossen; die luckigen verwendet man wegen ihres zu geringen Kohlenstoffgehalts besser zur Stabeisenfabrication und die Spiegelflossen gewöhnlich nur in Verbindung mit luckigen Flossen zur Stahlfabrication.

Geeignete Eisensteine zur Darstellung von Rohstahleisen.

Im Allgemeinen erhält man ein zur Darstellung von Stahl sich vorzüglich eignendes Roheisen durch Verschmelzen von reinen Spath- und Brauneisensteinen, namentlich den manganhaltigen (Stahlerze).

Einfluss des Mangans.

Man glaubte früher, dass Mangan in die Mischung des Eisens eingehe und dieses zur Stahlbildung besonders geeignet mache; allein es scheint, dass der Verbindungszustand des Kohlenstoffs mit dem Eisen, auf welchen allerdings das Mangan Einfluss hat, die wahre Ursache der leichtern Bildung des Stahls aus weissem, als aus grauem Roheisen ist. Mangan gibt eine leichtflüssige, bei niedriger Temperatur schmelzende Schlacke, wobei erfahrungsmässig immer ein weisses, hartes und sprödes Roheisen erfolgt, dessen Eigenschaften in Bezug auf die Stahlbildung oben angegeben sind.

Einfluss des Siliciums.

Nach *Schafhäutl*[1]) spielt, wie bereits pag. 271 ange-

---

[1]) *Schafhäutl*, über die Verbindung von Kohlenstoff mit Silicium, Eisen u. anderen Metallen. *Erdm.*, Journ. XIX, 139. — Bgwfd. VI, 355.

geben, das Silicium eine Hauptrolle beim Stahlerzeugungsprozess. Silicium- und manganhaltiges Roheisen verliert beim Schmelzen vor dem Windstrom eher seinen Mangan-, als seinen Siliciumgehalt. Gewöhnliches, nicht manganhaltiges Gusseisen verliert beim Frischen seinen Siliciumgehalt proportional mit dem Kohlenstoff und gibt zuletzt nichts als Schmiedeeisen.

Allgemeines.

§. 109. Brennmaterial. Es kommen hierbei im Allgemeinen dieselben Brennmaterialien zur Anwendung, wie beim Heerdfrischen (pag. 220).

Allgemeines.

§. 110. Zuschläge und Agentien. Sind fast dieselben, wie beim Frischen (pag. 221), hauptsächlich Hammerschlag zum Gaaren, Rohschlacken, Quarz oder Lehm zum Flüssigmachen der Schlacken, besonders aber das *Schafhäutl'sche* Pulver [1]) bei schwefel- und phosphorhaltigem Roheisen.

Zweites Kapitel.

Vorrichtungen zur Rohstahlerzeugung.

Constructionde Rohstahlfeuer.

§. 111. Rohstahlfeuer. Ein Rohstahlfeuer hat im Allgemeinen die Einrichtung eines Frischfeuers und weicht nur in den Dimensionen und in der Windführung ab, welche letztere bei den verschiedenen Roheisensorten wieder variirt. Man wendet im Allgemeinen ein flaches Feuer an und gibt dem Wind um so mehr Stechen, je mehr das Roheisen zum Rohgang geneigt ist, weil eine geneigte Form beim Einschmelzen zwar Rohgang, beim Frischen aber einen gaareren Gang herbeiführt, als ein flacher Windstrom. Die Anwendung geschlossener Frischheerde mit einem Vorglüheraum hat auf manchen Werken eine nicht unbedeutende Kohlenersparung gegeben. [2])

Oberschlesisches Rohstahlfeuer.

Das Oberschlesische Rohstahlfeuer (Taf. VIII Fig. 121—123) hat folgende Einrichtung: *a* Formzacken

---

[1]) Bgwfd. IX, 332.

[2]) *Tunner*, Jahrb. 1842, p. 164.

mit 12° Neigung aus dem Heerde. *b* Gichtzacken (Widerblase) mit 3° Neigung aus dem Heerde. *c* Hinterzacken mit 3° Neigung aus dem Heerde. *d* Bodenstein, aus Sandstein oder Grauwacke bestehend. *e* Mauer von geschmiedeten Tragschienen gehalten und mit dem Bleche *f* zum Schutze der Arbeiter gegen die Flammenhitze versehen. *g* Eiserne Deckplatte. *h* Form mit den Düsen *i* mit 7—12° Neigung in den Heerd. *k* Raum hinter dem Hinterzacken, mit einer Eisenplatte bedeckt. *l* Gusseiserne Platte zur Einfassung des Vorheerdes. *n* Schlackenloch, oberhalb dessen der Vorheerd durch 5 einzelne gusseiserne Plattenstücke bis 10 Zoll über den Formzacken erhöht ist. *p* Ankerbalken, über welchem ausserhalb eine 5 Zoll tiefe halbcirkelförmige Blende *q* sich befindet.

…shütter …hlfeuer.

Zu Königshütte am Harze hat das von Eisenplatten umschlossene Rohstahlfeuer 2′ 10″ Länge, 2′ 2″ Breite und 5½″ Tiefe vom Boden bis zur Form. Letztere ragt bei einem Stechen von 14° 3½″ weit in solcher Richtung ins Feuer, dass der Wind genau die Mitte desselben und beim Abprallen mehr die Vorderseite, als die übrigen Seiten des Heerdes trifft. Die ¾″ weite Düse liegt 1⅝″ vom Formmaul zurück.

…emeines.

§. 112. Diverse Geräthschaften. Man bedarf zum Stahlfrischen ähnlicher Werkzeuge und Geräthschaften, wie beim Frischen des Eisens in Heerden (pag. 228).

Drittes Kapitel.

Verfahren beim Rohstahlfrischen.

…hmethoden.

§. 113. Allgemeines. Die verschiedenen Rohstahlfrischmethoden [1]) sind hauptsächlich aus der Beschaffenheit des zu verarbeitenden Roheisens hervorgegangen und man kann in dieser Beziehung folgende Abtheilungen machen:

[1]) *Valerius*, Stabeisenfabrikation, deutsch v. *Hartmann* 1845, p. 532.

1. Verarbeitung von grauem, rohschmelzigem Roheisen aus leichtflüssiger Beschickung. Verfahren in Norddeutschland. (Westphalen, Schlesien, Königshütte am Harz, Schweden etc.)

2. Verarbeitung von weissem, rohschmelzigem Roheisen (Spiegeleisen). (Verfahren im westlichen Deutschland, hauptsächlich im Siegenschen, auf einigen schwedischen und französischen Hütten.) Weicht von dem vorigen nur wenig und in so fern ab, als es das abweichende Verhalten des Spiegeleisens erfordert.

3. Verarbeitung von weissem, gaarschmelzigem Roheisen, welches durch Vorbereitung von einem Theil seines Kohlenstoffs befreit ist (Verfahren im südlichen Steyermark, Kärnthen, Krain, Tyrol) oder auch nicht (nördliches Steyermark, Tyrol theilweise). Sie weicht, bedingt durch die gutartige Beschaffenheit des aus trefflichen Eisensteinen erblasenen Roheisens, von den beiden ersteren Methoden besonders darin ab, dass dieselben in einer ununterbrochenen Folge bewirken, was bei dieser Steyrischen in verschiedenen Perioden geschieht. Während bei der süddeutschen Methode das Eisen erst in eigenen Heerden vorbereitet, dann umgeschmolzen und zur Luppe gestaltet wird, so geschieht bei den norddeutschen Processen das Einschmelzen und Gerinnen, (welches der Vorbereitung der Steyerschen Methode entspricht,) und darauf das Gaarschmelzen zur Luppe in einem Feuer, wodurch ein Gewinn an Zeit und Kohlen entsteht.

Sämmtliche Methoden geben bei Eisen von gleicher Qualität dasselbe Resultat, und den höheren Ruf, in welchem die süddeutsche Methode steht, verdankt sie nur der vorzüglichen Qualität des Materials.

§. 114. Verarbeitung von grauem, rohschmelzigem Roheisen von leichtflüssiger Beschickung. Die Roheisenstücke (Heitze) werden an der Gicht vorgewärmt, dann mit etwas Hammerschlacke allmählig niedergeschmolzen, indem der Wind sehr tief und schnell blässt und die Kohlen hohlgehen. Ist das Eisen flüssig niedergegangen, so wird das Gebläse verlangsamt und

Verfahren

das Eisen mit etwas Hammerschlacke einige Zeit umgerührt, bis es breiartig wird. Auf diese Weise schmilzt man mehrere Stücke Roheisen herunter, lässt dann das Gebläse sehr rasch gehen und rührt um, wobei das Eisen unter heftigem Kochen gaarer wird. Lässt man den Stahl, wenn er oben zu gaaren anfängt, aus dem Schlackenloche ab, so resultirt sogenannter Willer- oder Wilderstahl, welcher neben grosser Härte weder Geschmeidigkeit noch Schweissbarkeit besitzt und zu den Zieheisen der Drahthütten sehr gesucht ist. Ist die Gaare soweit gediehen, dass man mit dem Spett die sich am Boden ansetzenden Kuchen nicht mehr durchstechen kann, so setzt man noch mehremal Roheisenstücke auf die vorhin angegebene Art nach und rührt. Beim Einschmelzen einer neuen Heitze muss die im Heerd befindliche Masse immer wieder flüssig werden, damit der Stahl möglichst gleichartig wird. Es kömmt jetzt darauf an, den Prozess zur rechten Zeit zu unterbrechen. Dies muss geschehen, sobald die Masse hart wird und sich an die Brechstange eine gaare Eisenschaale (ein kleiner, weisser Vogel) ansetzt. Alsdann stellt man das Gebläse ab, schiebt die Kohlen zurück, bricht die Luppe (den Schrei) aus, bringt sie unter den Hammer, theilt sie in mehrere Stücke und schmiedet sie während des Einschmelzens aus.

spiele.

Dieses Verfahren ist hauptsächlich in Westphalen und Schlesien für graues Roheisen gebräuchlich, wird aber auch für das weisse Gitteldesche Eisen zur Königshütte am Harze angewandt.

In Westphalen und Oberschlesien gehen auf 1 Ctr. Rohstahl bis 40 preussische Cbcfss. Kohlen. Bei ordinairem Roheisen erfolgen aus 3 Ctr. Roheisen 2 Ctr. Stahl, bei besserem Roheisen aus 7 Ctr. Roheisen 5 Ctr. Stahl und bei sehr gutem Roheisen aus 4 Ctr. 3 Ctr. Rohstahl. Die wöchentliche Production in einem Feuer beträgt etwa 25 Ctr.

Zu Königshütte erfolgen von 100 Pfd. weissem Roheisen 76,63 Pfd. Rohstahl, und auf 100 Pfd. Rohstahl gehen 28,1 Cbcfss. Kohlen. Man schmilzt jedesmal 2—2½ Ctr. Roheisen ein.

In der Grafschaft Mark setzt man altes Schmiedeeisen (gaaren Schraat) mit zu, wodurch das Gaarwerden befördert wird, aber ein ungleichartiger Stahl resultirt (Schraatschmiederei).

In Steyermark[1]) macht man das graue Roheisen in einem eigenen geschlossenen Heerd mit Vorglüheraum weiss und lässt dasselbe durch eine Stichöffnung im flüssigen Zustande ab.

Abweichungen.

§. 115. Verarbeitung von weissem, rohschmelzigem Roheisen. (Spiegeleisen.) Die Verarbeitung von Spiegeleisen auf Stahl geschieht besonders im Siegenschen[2]) und unterscheidet sich von der norddeutschen Methode nur darin, dass man den Prozess bedeutend beschleunigt, weil das Spiegeleisen bei geringerer Hitze in Fluss kommt und sich schneller verdickt. Der davon erhaltene Stahl fällt gleichartiger aus.

Die ausgeschmiedeten Stangen werden noch rothglühend in fliessendes Wasser geworfen, dadurch gehärtet und dünn zerschlagen, wobei man 2 Stahlsorten erhält, nämlich 75—76% sprödern (Edelstahl) und 24—25% weniger spröden Stahl (Mittelkühr.) Auf 100 Pfd. Rohstahl gehen etwa 17 Cbcfss. Kohlen, und ein Feuer liefert wöchentlich 40—50 Ctr. Stahl.

§. 116. Verarbeitung von weissem, gaarschmelzigem Roheisen mit geringerem Kohlenstoffgehalt.

Man kann 2 hierher gehörige Methoden unterscheiden:

Steyersche Methode.

1) Die Steyersche Stahlfrischarbeit[3]) im nördlichen Steyermark, bei St. Gallen und zum Theil auch in Tyrol gebräuchlich. Blumiges, nicht zu kohlenstoffreiches Eisen wird ohne weitere Vorbereitung in beträchtlicher Höhe über der Form in einem Rohstahlfeuer, Hartzerrenhammer (Taf. VIII, Fig. 124), im Gegensatz zu

Verfahren.

---

[1]) *Tunner's* Jahrb. 1842, p. 165.

[2]) B. u. h. Ztg. 1844, p. 865, 953, 993. — *Karst.*, Arch. 1. R. XVIII, 332, 390; 2. R. IX, 465; XVIII, 200, 225, 260.

[3]) *Tunner*, Stabeisen- und Stahlbereitung 1846, p. 456. — *Bunau*, über die in Sachsen versuchte Stahlfrischerei. Bgwfd. V, Nr. 34; B. u. h. Ztg. 1843, p. 385; 1844, p. 953. — *Karst.*, Arch. 2. R. XVIII, 225.

dem für die Stabeisenfabrikation bestimmten Weichzerrenhammer, niedergeschmolzen und zwar je nach der Beschaffenheit des Eisens mit mehr flachem oder mehr geneigtem Wind.

Ein Hartzerrenfeuer hat nachstehende Einrichtung: *a* Schlackenzacken (Seitenblech) mit 4 Schlackenlöchern und zu beiden Seiten mit eine Nische bildenden Heerdmauern *b* versehen. Der Formzacken (Abbrand) und der Gichtzacken (Voreisen) sind 21″ lang, der Hinterzacken *c* (Wolfseisen) und der Schlackenzacken *a* haben 28″ Länge. *d* Heerdboden, aus einer 4″ dicken Lehmschicht bestehend und auf einem Grundlager *e* von Stein ruhend. Auf dem Heerdboden *d* befindet sich der 10 bis 12″ tiefe, mit Lösche bis zum Formauge aufgestampfte Löschheerd (Löschboden) *f*, in welchem die Stahlluppe gebildet wird. Der Formzacken geht bis zur Oberfläche des Löschbodens empor mit 2″ Neigung in den Heerd, der Gichtzacken ragt eben so viel aus dem Heerd. Die gusseiserne Platte *g* dient zum Schutze der Rückmauer *h*. Die Form ragt mit 17° Neigung 4″ in den Heerd hinein. *i* Löschbank auf der Mauer *b*. *k* Schlackengrube.

Ein roherer Gang erfordert einen geneigteren und stärkern Wind und gaarende Zuschläge (Hammerschlag). Schon beim ersten Niederschmelzen (Einrennen) muss sich eine derbe Stahlmasse bilden; bleibt die Masse roh und müsste sie abermals vor den Wind gehoben werden, so würde die Stahlbildung vermindert und Stabeisen dargestellt werden. Die zerschrotenen Luppen werden zu Stäben ausgereckt, diese abgelöscht, zerschlagen und wie folgt sortirt:

Stahlsorten.

a) Zwitter- oder Hammereisen, ein stahlartiges Stabeisen zu Radreifen etc.

b) Mock- oder Sensenschmiedestahl, ein mehr stahlartiges Roheisen, als das vorhergehende. Wird zu rohen Schneidewaaren verarbeitet und kommt als roher, nicht gegärbter Stahl in den Handel. Die nach dem Schmieden und Ablöschen nicht brechenden Stäbe geben diese beiden Sorten; sie werden blos nach dem mehr

oder weniger stahlartigem Ansehen auf der Bruchfläche sortirt.

c) Rauh- oder Rohstahl, der beim Schlagen zerspringt; wird raffinirt und dann abermals in folgende Sorten getheilt:

α) Zwickschmiedestahl, die weichste, aber den Mock an Güte übertreffende Sorte.

β) Mittelzeug, ein gewöhnlich guter Stahl.

γ) Scharsachstahl, die beste, härteste und festeste Sorte.

δ) Meisselstahl, sehr gute Qualität, die ungegärbt verkauft wird.

Die Steyersche Rohstahlfrischerei [1], an und für sich ein unvollkommener Prozess, liefert wegen der Güte des Materials und der sorgfältigen Sortirung ein ausgezeichnetes Product.

Ausweis.

Ein Feuer producirt wöchentlich etwa 60 Ctr. Aus 100 Ctr. Roheisen erhält man 60 Ctr. Roh- oder Edelstahl, 20 Ctr. Mockstahl, 6 Ctr. Hammereisen, 4 Ctr. Rohmittelzeug und 10 Ctr. Eisenverlust. Auf 100 Pfd. Stahl verbraucht man 24—25 Cbfss. Fichtenkohlen.

Kärnthner Methode.

2) Die Kärnthner- oder Brescian-Stahlfrischerei [2]) unterscheidet sich von der Steyerschen Methode dadurch, dass man das im Rohstahlfeuer (Brescianhammer) eingeschmolzene Roheisen in Scheiben (Böden) reisst, diese wie gewöhnlich bratet und dann auf Stahl verarbeitet. Wegen dieser Vorbereitung erfolgt, freilich mit einem ungleich grösseren Brennmaterialaufwande ein besseres Product, welches gewöhnlich nicht raffinirt, sondern blos gewärmt und ausgestreckt wird.

Abweichungen

Unterschiede zwischen der eigentlichen Kärnthner u. der Paaler Methode

Die Kärnthner Methode wird in der Paal (in Steyermark) mit einigen Modificationen ausgeführt, weshalb man die Brescianfrischerei auch wohl in die eigentliche Kärnthner und in die Paaler [3]) eintheilt.

---

[1]) Ueber den gegenwärtigen Zustand der steyerschen Eisen- und Stahlgewinnung. Bgwfd. XI, 793. B. u. h. Ztg. 1844, p. 953.

[2]) *Tunner*, Stabeisen- und Stahlbereitung 1846, p. 479.

[3]) *Tunner*, c. l., p. 509.

Beide haben das wesentliche Betriebsverfahren mit einander gemein, dass sie sogenannte Cotta's (Luppen) auf einem Sauer (unvorbereitetem, flüssigem Roheisen) bearbeiten, und zwar ist das Verhältniss des unvorbereiteten zu dem vorbereiteten Eisen bei der Paaler Methode grösser, als bei der Kärnthner, auch haben bei der Paaler Methode die Böden, welche zum Gaarwerden des Roheisens angewandt werden, einen höheren Grad von Gaare. Ferner werden bei der Paaler Methode alle Cottastücke vor dem Ausschmieden in das im Heerd befindliche flüssige Roheisen getaucht, und indem sie darin verweilen, gewinnt der Stahl an Härte und Festigkeit. Man erhält bei der Paaler Brescianarbeit[1]) verschiedene Stahlsorten, die je nach ihrer Güte und Form verschieden sind, so z. B. Münzstahl, Zwei- und Dreidupfstahl, Zweidupf- und Dreidupfmock, Stückstahl, Romanstahl etc.; ebenso von der Kärnthner Brescianarbeit: Münzstahl, Tannenbaumstahl, Stückstahl und Mock.

hlsorten.

Ausweis.

Ein Kärnthner Feuer producirt wöchentlich 30—35 Ctr. Stahl. Auf 100 Pfund von letzterem gehen 50 Cbfss. Kohlen; der Eisenabgang beträgt ungefähr 25 %. Drei Viertel des Products sind guter Stahl, ein Viertel ist eisenschüssig.

Zweiter Theil.

Stahlbereitung in Flammöfen. (Stahlpuddelei.)

gleichung Heerd- und Flammofen-schmelzens.

§. 117. Allgemeines[2]). Die Art und Weise der Darstellung des Stahls und Roheisens im Puddelofen hat vor den verschiedenen Darstellungsmethoden des Schmelzstahls den wesentlichen Vorzug, dass bei ersterem durch geringe

---

[1]) *Mullay*, die Brescianstahlarbeit in Krain. Bgwfd. III, 582.

[2]) *Tunner*, über Stahlpuddeln. Dess. Jahrb. 1852, p. 180; 1853, p. 281; 1854, p. 293. — *Bremme* in B. u. h. Ztg. 1852, p. 423. — Oester. Zeitschr. 1853, p. 306.

Modification der Manipulationen härterer oder weicherer Stahl erzeugt werden kann, welcher den verschiedenen Anforderungen entspricht. Wo man indess eine vorzügliche harte Stahlqualität verlangt, wird der Puddlingstahl den Schmelz- und Cementstahl nicht verdrängen, und scheint ersterer nur bestimmt zu sein, die weite Lücke zwischen Schmelzstahl und weichem Puddlingeisen auszufüllen, wozu in mehreren, aber nicht allen Fällen auch der Cementstahl berufen ist, so dass zur Erzeugung des in jedem Falle erforderlichen Materials alle drei Methoden der Stahlerzeugung ausgeführt werden müssen.

Nach *Tunner* ist die Puddlingsmanipulation nicht geeignet, einen in der Qualität ausgezeichneten, wohl aber einen billigen, weichen Stahl zu erzeugen, und das Streben, im Puddlingsofen eine ausgezeichnete Stahlqualität zu erhalten, hat für die allgemeine Einführung des Prozesses die übelsten Folgen gehabt.

Der Vorgang im Puddelofen ist von dem im Heerde wesentlich verschieden. In letzterem wird das Roheisen (gewöhnlich eine Composition von Eisen ohne Mangangehalt oder mit einem geringen Mangangehalt mit etwas Spiegeleisen) in der Weise vor der Form niedergeschmolzen, dass die am Frischboden angekommenen einzelnen Tropfen nur noch kurze Zeit flüssig bleiben und dann unter mässigem Aufkochen und von einem dünnflüssigen Schlackenbade bedeckt, zu einer fertigen Stahlmasse zusammengehen, welche im Innern nur wenig, eine weitere Entkohlung bewirkende Schlacke enthält. Diese geringe Schlackenmenge lässt sich, ohne den Kohlenstoffgehalt des Stahls, also dessen Härte merklich zu vermindern, bei den folgenden Ausheiz- und Schmiedearbeiten gänzlich beseitigen. Beim Stahlpuddeln dagegen bringt man die ganze Masse des eingeschmolzenen Roheisens so lange unter öfterem Durcharbeiten mit Sauerstoff in Berührung, bis die einzelnen Theilchen schweissbar werden. Sobald das ursprünglich ganz dünn eingeschmolzene Eisen anfängt aufzusteigen, und sich einige gaare Klumpen bilden, wird die Essenklappe und Arbeitsöffnung geschlossen, wodurch das sich zu Boden begebende und von der ziem-

lich rohen Schlacke bedeckt bleibende Eisen bei abnehmender Temperatur so viel Consistenz erlangt, dass bei wenig geöffneter Klappe und bei stets möglich abgeschlossenem Luftzutritt zum Ballenmachen geschritten werden kann, von denen jeder sogleich aus dem Ofen genommen und unter dem Hammer möglichst zusammengedrückt wird. Die gedrückten Luppen (Masseln) müssen — abweichend von Schmiedeeisen — vor dem Auswalzen eine gelinde Hitze erhalten. In der letzten Periode muss besondere Sorgfalt darauf verwandt werden, dass keine merkliche chemische Aenderung im Stahl weiter vorgeht, was aber bei der grossen Menge der anwesenden Schlacken und der oxydirenden Einwirkung der Luft nicht ganz zu vermeiden ist.

Zur Erzeugung eines guten Stahls muss die Schlacke nach vollendetem Rühren eine solche Zusammensetzung haben, dass bei grosser Dünnflüssigkeit ihre entkohlende Wirkung auf ein Minimum gebracht wird. Es fehlt noch an einer Schlacke, welche diesen Anforderungen vollständig entspricht und es lässt sich bezweifeln, ob es eine solche gibt, wenn man berücksichtigt, dass nur eine Rohschlacke, wenigstens nur eine schwachgaarende Schlacke anwendbar ist, welche viel leichter erkaltet als eine gaarere Schlacke. Bei Anwendung von Spiegeleisen, welches dünn einschmilzt und seine heisse Natur im Puddelofen bis fast zu Ende des Frischprozesses beibehält, führt der Zuschlag von kalten Rohschlacken nach dem Einschmelzen das Eisen gleichzeitig auf die zum Frischen geeignete Temperatur zurück. Weniger abhängig von der Beschaffenheit der Zuschlagsschlacke ist der Erfolg des Stahlpuddelns bei Verarbeitung von luckigem Eisen mit geringem Mangan- und Kohlenstoffgehalt, welches geneigter ist, in Rohstahl überzugehen und mit welchem der Frischprocess unter der grössten Hitze durchgeführt werden kann. Wird das Roheisen beim Frischen einer zu hohen Temperatur ausgesetzt, so wirkt der Sauerstoff nicht blos entkohlend auf das Eisen, sondern oxydirt dasselbe auch in reichlicher Menge.

Man erzeugt eine passende Schlacke auch wohl durch andere Zuschläge, wohin besonders das *Schafhäutl*'sche

'ulver (pag. 221) gehört. Während der Sauerstoff des darin nthaltenen Braunsteins in den ersteren Perioden des Rühens auf die Abscheidung der fremden Beimengungen wirkt, ›ildet das Manganoxydul eine dünnflüssige Schlacke. Das Chlor des Kochsalzes entfernt schädliche Bestandtheile, während das Natron mit Thonerde, insofern man nicht blos ein Gemenge von 1 Braunstein und 2 Kochsalz angewandt hat, eine leichtflüssige Schlacke gibt und zur Cyanbildung beiträgt, wodurch der zu weit entkohlte, weiche Stahl durch einen Cementationsprocess wieder gekohlt und dadurch härter wird. In letzterer Art wirkt noch kräftiger ein Zuschlag von Potasche, thierischen Abfällen, Blutlaugensalz etc.

Die Puddelstahlluppen werden entweder durch vorausgehendes Abschienen gegärbt, oder blos in Schweissbitzen ganz gemacht, ohne alle weitere Raffinirung zu den gewünschten Dimensionen ausgewalzt oder ausgeschmiedet. Bei grösseren Stücken muss ein Gärben und Packetiren vorgenommen werden. Wie bereits angeführt, verliert der Stahl beim öfteren Erhitzen, besonders beim Gärben, an Härte und tritt dieser Uebelstand bei Anwendung ein und desselben Eisens beim Puddelstahl mehr hervor, als beim Rohstahl.

Man wendet zum Puddeln dieselben Eisensorten an, welche in Heerden benutzt werden, und es erleiden nach der verschiedenen Qualität derselben die Manipulationen beim Puddeln Abänderungen.

Unterschi zwischen E und Stahl delöfei

Die Stahlpuddelöfen unterscheiden sich von den Stabeisenpuddelöfen durch etwas kleinere, tiefer liegende Heerde, eine gut schliessende Esse, geringere Einsätze von Roheisen und rohere Schlackenzuschläge. Zur bessern Erhaltung der Seitenwände des Puddelofens sind die eisernen Wände wohl mit einer starken Wassercirculation (z. B. zu Geisweide im Siegenschen) oder mit einer starken Luftkühlung (z. B. zu Haspe in Westphalen) versehen und die Bodenplatten der besseren Abkühlung wegen nur aus 2—3 Zoll dicken Eisenplatten hergestellt.

Beim Stahlpuddeln ist zwar die Chargendauer kürzer, als beim Eisenpuddeln, allein bei den geringern Roheisen-

einsätzen, den öfteren Bodenreparaturen, den theuerern Zuschlägen etc. kommt die Erzeugung der Stahlluppen im Ganzen höher, als die der Frischeisenluppen.

Verfahren beim Stahlpuddeln. Es kommt beim Stahlpuddeln Alles darauf an, dass die Arbeit vom Anfange bis zum Ende möglichst gleichmässig fortgeht, dass also das Einschmelzen und Gaaren stets gleichmässig erfolgt, dann aber die gefrischte Stahlmasse möglichst rasch aus dem Ofen entfernt wird. Man vermeidet deshalb möglichst den Einsatz von Eisensorten, welche sich beim Einschmelzen und Gaaren verschieden verhalten, z. B. das dünneinschmelzende Spiegeleisen und graue Eisen im Gemenge mit dem in den teigartigen Zustande übergehenden weissen luckigen Eisen. Bei einem solchen Einsatze würde ein Theil des Eisens schon im Gaaren begriffen sein, während der andere kohlenreichere und flüssigere Theil noch flüssig auf dem Heerde steht. Auch müssen die Eisenmasseln zur Bewirkung eines gleichmässigen Einschmelzens von möglichst gleicher (nicht über 1¼ Zoll) Dicke sein. Bei zu dicken Stücken wird der Kohlenverbrauch in Puddelöfen unnöthiger Weise gesteigert.

Während beim Eisenpuddeln ein Gehalt des Roheisens an Eisenhohofenschlacke die Bildung eines faulbrüchigen Eisens veranlasst (pag. 243), so ist ein solcher Gehalt für die Erzeugung von Puddelstahl weniger nachtheilig, wie aus Nachstehendem hervorgeht.

Die Aufgabe des Stahlpuddelns, nur einen Theil des im Roheisen enthaltenen Kohlenstoffs zu verbrennen, wird hauptsächlich dadurch erreicht, dass der Luftzutritt in dem Moment gehemmt wird, in welchem der noch vorhandene Kohlenstoff zur Bildung von Stahl mehr als genügend ausreicht. Das wie beim Eisenfrischen überflüssig erzeugte Eisenoxyduloxyd findet also noch immer hinreichend Kohlenstoff vor, um zu Eisen reducirt zu werden. Wegen Mangels an Eisenoxydul ist demnach die Bildung einer basischen Hohofenschlacke unmöglich; weil sie keine Kieselerde abgibt, verliert sie ihren leichtflüssigen Charakter nicht und bleibt — da der Zeitpunkt, in welchem sie ihre starke Cohäsionskraft zu dem Eisen äussert, erst in einer niederen Temperatur eintritt —, entweder in dem

Puddelofen zurück oder wird aus der Luppe ausgequetscht[1]).

Verwendung des Puddelstahls.

Man verwendet den Puddelstahl weniger zu Schneidwaaren, Klingen, harten Gegenständen, Feilen, Federn, Sägen etc., als im ausgewalzten Zustande zu Stahlbeschlägen bei den verschiedenen Galanteriewaaren, zu ordinärem Gussstahl (Gussstahlglocken, Achsen, Kurbeln etc.), zu Stahl-Tyres etc.

Geschichtliches.

Der erste Stahlpuddelofen kam 1850 auf den Werken der Herrn *Lehrkind*, *Falkenroth* u. *Comp.* zu Haspe in Westphalen in Betrieb, nachdem der Chemiker *Lohage* in Unna den Process angegeben. Nach *Tunner* sind indessen in Steyermark schon 18 Jahre vorher, so wie auch in andern Ländern früher Versuche zur Darstellung von Puddelstahl gemacht worden, welche jedoch, gewöhnlich in Folge einiger zufällig erhaltenen, schlecht gepuddelten stahlartigen Eisenluppen, zu keinem erwünschten Resultate führten[2]), wie z. B. die im Jahre 1840 in Hagen und später in Wasseralfingen, Limburg an der Lenne etc. gemachten Versuche. *Broomann*[3]) wendet bei seinem neuesten Verfahren der Puddelstahlbereitung die stärkste erreichbare Hitze an.

§. 118. Beispiele für die Puddelstahlbereitung.

Geisweide.

1) Zu Geisweide[4]) in Siegen werden abwechselnd Stahl- und Eisenchargen gemacht, und es beträgt der Einsatz für eine Stahlcharge 320 Pfd. mehr oder weniger halbirtes Holzkohlenroheisen und 80 Pfd. Spiegeleisen. Man erzeugt in einem Ofen wöchentlich mit 279 Ctr. à 110 Pfd. Ruhrsteinkohlen und 272 Ctr. Roheisen in 68 Chargen 3605 Pfd. Puddeleisen und 20370 Pfd. Puddelstahl.

Haspe.

2) Zu Haspe[5]) macht man Chargen von 350 Pfd. Holzkohlenroheisen, worunter $^1/_4$—$^1/_3$ Spiegeleisen. Man vollendet in 12 Stunden 8 Chargen und erhält beim Puddeln 7—8%, beim Erhitzen der Masseln 4—5%, zusammen

[1]) *Grundmann* in B. u. h. Ztg. 1855, p. 340.
[2]) Bgwfd. XVII, 4.
[3]) B. u. h. Ztg. 1855, p. 183.
[4]) *Tunner's* Jahrb. 1854, p. 295.
[5]) *Tunner's* Jahrb. 1852, p. 180; 1854, p. 296.

11—13% Eisenverlust, wie in Geisweide, bei einem Verbrauch von etwa 130 Pfd. Steinkohlen auf 100 Pfd. Stahl.

Lohe. 3) Zu Lohe[1]) im Siegenschen verarbeitet man im Puddelofen die aus Stahlberger Spatheisensteinen erfolgenden Rohstahleisensorten, welche je nach dem Verhältniss zwischen Beschickungssatz und Brennmaterial sind: weisses Rohstahleisen mit geringem Kohlenstoffgehalt von untergaarem Gange, Spiegeleisen von normalem Gange und graues Rohstahleisen von übergaarem Gange. Dieselben erfordern je nach ihrer verschiedenen Natur eine abweichende Behandlung, namentlich verschiedene Mengen Zusatzschlacke.

Nachdem der Heerd des Puddelofens (Taf. IX Fig. 131—134) aus Frischschlacken von alten Eisenhämmern aufgeschmolzen, bringt man den Eiseneinsatz möglichst rasch und gleichmässig in Fluss und stimmt dann, um die zum Frischen erforderliche Temperatur zu erhalten, die Hitze herab, indem man die Ofenklappe schliesst und kalte Eisenschweissofenschlacke in die flüssige Masse wirft, wodurch dieselbe angesteift wird. (Schlackenzuschlagsperiode). Die Menge der anzuwendenden Schlacken richtet sich hauptsächlich nach der im Ofen herrschenden Temperatur, nach dem Hitz- und Flüssigkeitsgrad des Eisens und seiner Geneigtheit, leichter oder schwerer zu frischen. Das Spiegeleisen erfordert die meiste, das weissstrahlige Eisen die wenigste Schlacke. Es ist besser zu wenig, als zu viel Schlacke zuzuschlagen, weil man im ersteren Falle, insofern sich die Abkühlung nicht durch Schliessung der Klappe erzwingen lässt, nochmals einen Schlackenzusatz geben kann, während im letzteren Falle der Satz bei einem zu stark abgekühlten Ofen fertig gemacht werden muss, was gewöhnlich die Erzeugung eines nicht sehr feinkörnigen, weichen Stahls zur Folge hat.

Die angesteifte Masse wird sodann mit einem Haken von den Wänden weg in die Mitte des Heerdes gezogen und bei völliger Hitze des Ofens so lange stehen gelassen,

---

[1]) Preuss. Zeitschr. II. Bd., 4. Liefrg., p. 161, 1854. — B. u. h. Ztg. 1855, p. 323.

bis sie am Umfange auseinander zu fliessen beginnt. Darauf bricht man sie mit einer Brechstange auf, vertheilt sie nach den Seiten hin und rührt fortwährend mit einem Haken, damit die Masse eine gleichmässige Temperatur annimmt. Bis zu dieser Periode wirken die Zuschläge und die atmosphärische Luft unmittelbar auf die Kohle des Roheisens ein. Nachdem ein Rührhaken warm geworden, beginnt beim zweiten Haken unter offner Klappe die Masse flüssig zu werden und zu steigen oder zu gaaren, was sich durch die vielen violetten blauen Flämmchen von Kohlenoxydgas bemerklich macht. (Treiben des Satzes.) Sehr wesentlich ist in dieser Periode die Beschaffenheit der Schlacke. Sie muss bei geringer Temperatur dünnflüssig und bei stärkerer Hitze nicht weissglühend werden, sondern eine gelbglühende Farbe behalten. Eine weissglühende Schlacke wirkt zu gaarend, indem sie wegen ihrer hohen Temperatur die Bildung von Eisenoxydul befördert, und gibt selten noch harten Stahl. Je länger der Satz treibt, um so langsamer geht die Entkohlung und um so reiner und feinkörniger wird der Stahl. Man nimmt an, dass in dieser Periode die Zuschläge zwar noch fortdauernd und direct entkohlend wirken, die Einwirkung des Sauerstoffs der Luft auf die Kohle des Eisens jedoch von nun an mehr eine mittelbare wird. Die Kohle wird durch den Sauerstoff der Luft und durch das sich auf der Oberfläche des Roheisens bildende Eisenoxydul verbrannt, die zurückbleibende Kohle aber strebt sich mit der ganzen Eisenmasse ins Gleichgewicht zu setzen und zu verbinden und wird immer wieder, an die Oberfläche gelangend, oxydirt. In Folge dessen zeigen sich zuerst auf der Oberfläche kleine Körner der Stahlmasse, welche beim ferneren Rühren immer grösser werden, zusammenschweissen und Klumpen bilden, bis die ganze Masse in Rohstahl verwandelt ist. Da dieselbe aus der Schlacke hervorragt, so muss gegen das Ende der Periode zur Verhütung einer zu starken Entkohlung der Zutritt von kalter Luft möglichst abgehalten werden, weshalb man vorher gut schürt und die Klappe so tief nie-

derlässt, als es, ohne die Schlacke zu sehr abzukühlen, geschehen kann.

Nachdem die weiche Stahlmasse der gleichmässigen Entkohlung wegen mehrmals gewendet ist, wird sie nach der vordern Ecke an die Feuerbrücke gezogen, und, sobald sie sehr rasch fest werden will, schreitet man zum Luppenmachen. Dabei wird mit dem Luppenhaken in die Masse gegriffen und so viel davon abgebrochen, als zur Bildung einer Luppe erforderlich ist, diese möglichst fest zusamgedrückt und unter einem 7 Ctr. schweren Aufwerfhammer mit Kreuzbahn gezängt. Das Luppenmachen und Zängen muss vorzüglich schnell erfolgen, damit die Entkohlung nicht zu weit fortschreitet. Auf einen Satz von 350 Pfd. Roheisen, wovon 7 bis 8 Luppen erfolgen, gehen 2 Stunden Zeit, nämlich $^3/_4$ Stunden bis zum Einschmelzen, $^1/_4$ Stunde auf den Schlackenzuschlag, $^3/_4$ Stunden auf das Gaaren und $^1/_4$ Stunde auf Luppenmachen und Wiederherstellung des Ofens.

Die gezängten Luppen werden, damit sie rothglühend bleiben, unter Kohlenlösche gelegt, zwei derselben aber gleich ins Schweissfeuer (Taf. IX. Fig. 135, 136) eingehalten. Es sind zwei solcher Schweissfeuer vorhanden, welche durch zweilöcherige Formen mit Wind gespeist und abwechselnd gebraucht werden. Man füllt den innern Raum *a* des Schweissfeuers bis zur Höhe der Heerdplatte mit einem Gemenge von Rostcokes bis $^1/_3$ Cubikzoll Grösse von den Puddelöfen und mit etwas Steinkohlen, hält die beiden Luppen, jede in einer Wärmzange, horizontal ein und bedeckt den Raum um Zangen und Luppen auf der Heerdplatte bis ans Gewölbe mit einem Gemenge von Rostcokes und Steinkohlen bis auf eine enge Ritze. Die Flamme tritt durch eine Oeffnung im Gewölbe in eine Esse. Stark zu schweissende Luppen umgibt man, wenn die Flamme Funken führt, mit gestossenem Lehm, welcher bald zur Schlacke schmilzt und die Luppen gegen eine zu kräftige Einwirkung der Luft und Hitze schützt. Die der Form zunächst liegende Luppe wird unter öfterem Umwenden zuerst schweisswarm und dann ausgeschmiedet, während dessen die an die Stelle der ersteren gerückte

zweite Luppe auch schweisswarm geworden ist. Vor dem völligen Ausschmieden kommen die Luppen nochmals ins Schweissfeuer und werden dann die Stäbe bei kirschrother Wärme zur Härtung in kaltes Wasser geworfen.

In 24 Stunden verarbeitet man im Puddelofen 4200 Pfd. Rohstahleisen, woraus bei durchschnittlich 9% Abgang beim Puddeln und 11% beim Ausschweissen 3360 Pfd. Puddelstahl erfolgen, und zwar 78% von erster und 22% von zweiter Sorte. Auf 1000 Pfd. fertigen Puddelstahl verbraucht man 4,2 Tonnen Steinkohlen zum Puddeln und 0,8 Tonnen zum Schweissen der Luppen excl. der beim Puddeln erhaltenen Rostcokes.

Neuberg. 4) Zu Neuberg[1]) puddelt man in einem Gasofen in 28 zwölfstündigen Schichten 118 Chargen à 3 Ctr. Roheisen und erhält von 35,400 Pfd. Eisenflossen mit 70 wien. Klftr. Holz 30,504 Pfd. Stahl. Auf 100 Pfd. Stahl gehen 116 Pfd. Roheisen und 16,5 Cbkfss. Holz. In einer Schicht werden 1089 Pfd. Stahl in ähnlicher Weise wie zu Lohe producirt.

III. Abschnitt.

Stahlerzeugung aus Stabeisen. (Cementstahlfabrikation.)

Theorie. §. 119. Allgemeines[2]). Wird Stabeisen cementirt, das heisst in Berührung mit kohligen Substanzen (Kohlenpulver, Lederabfällen, gepulverten Knochen) unter Luftabschluss einer anhaltenden Glühhitze ausgesetzt, so findet eine Aufnahme von Kohlenstoff statt, und zwar, obgleich

---

[1]) Oester. Zeitschr. 1855, p. 357.

[2]) Sehr wichtige Beiträge zu Cementstahlfabrikation hat *Tunner* geliefert: Dessen Jahrb. 1853, p. 293; 1854, p. 113. — *Dingl.*, CXXIX, 102. — *Valerius*, Stabeisenbereitung, deutsch von *Hartmann* 1845, p. 546. — *Stein*, Theorie der Cementstahlbereitung. B. u. h. Ztg. 1851, p. 673.

der Kohlenstoff nur oberflächlich mit dem Eisen in Berührung ist, auch in der Mitte (Bd. I. pag. 39). Die Aufnahme des Kohlenstoffgehalts geschieht jedoch nicht gleichmässig, während sich auswendig schon Stahl gebildet hat, ist innen noch Eisen vorhanden, oder respective härterer und weicherer Stahl.

Gleichartiger würde der Stahl werden, wenn man cementirtes Eisen zum Schmelzen brächte, allein dabei würde zu viel Kohlenstoff aufgenommen und Roheisen gebildet werden. Um die Gleichartigkeit möglichst herbeizuführen, nimmt man beim Cementiren dünne Eisenstäbe oder raffinirt den cementirten Stahl oder schmilzt ihn um. Zu dünne Stäbe schmelzen leicht und gestatten keine bedeutende Production.

[...]nschaften [...] Cementstahls.

Beim Cementiren verwandelt sich der zackige Bruch des Stabeisens in ein blättriges Gefüge mit weisser Farbe. Beim Fortgang des Prozesses werden die Blätter immer kleiner, die Farbe immer dunkler, bis das Product zuletzt ein sehr feinkörniges, mit unbewaffnetem Auge kaum zu erkennendes Gefüge und eine sehr dunkle Farbe erhält. Gleichzeitig sind die erkalteten cementirten Stäbe sehr brüchig. Hieran, so wie an dem Korn und der Farbe desselben kann man sehen, ob die Verwandlung des Stabeisens in Stahl stattgefunden hat. Deutlich körniges Gefüge mit weisser Farbe bei einiger Geschmeidigkeit lässt noch auf Frischeisen schliessen, eine dunklere Farbe bei deutlich körnigem Gefüge deutet auf einen weichen Stahl. Auf dem Querbruche der besseren Stahlsorten sieht man zahlreiche Risse, gewöhnlich der Breite der Stäbe parallel; beim gewöhnlichen Stahl sind diese Risse ziemlich gross und gehen bis zur Aussenfläche der Stäbe. Bei einer bedeutenden Brüchigkeit zeigt dieser Cementstahl keine viel grössere Härte als das Stabeisen, woraus er erzeugt wurde, erhält diese aber beim Ablöschen.

Der Cementstahl zeigt auf seiner Oberfläche gewöhnlich Blasen (daher Blasenstahl), welche dadurch entstanden sind, dass sich die Oxydulhaut, womit einzelne Partien im Innern des Stabeisens überzogen sind, reducirt

und das dabei entstehende Kohlenoxydgas die weiche Oberfläche hebt.

Der Cementstahl ist gut, wenn die rohen Stäbe ihre ursprüngliche Form behalten haben und mit sehr kleinen Blasen zahlreich und fast gleichförmig überdeckt sind. Sehr grosse Blasen, und besonders in langen Streifen unregelmässig auf den Stäben zerstreut, sind ein sicheres Kennzeichen des fehlerhaften Zusammenhangs. Bei der Cementation gebildete Risse gehen beim Gärben nur äusserst schwer weg und treten oft erst zuletzt beim Poliren hervor.

Lage der mentsta hütten

Während im Allgemeinen die Schmelzstahlhütten aus den früher angegebenen Gründen (p. 268) in der Nähe der Erzlagerstätten liegen, so wird die Cementstahlfabrikation gewöhnlich nicht da, wo das dazu sehr taugliche Stabeisen fabricirt wird (Schweden, Russland, Pyrenäen etc.), ausgeübt. Dies hat seinen Grund hauptsächlich darin, dass bei der Cementstahlfabrikation die mineralischen Brennstoffe vor den vegetabilischen bei Weitem den Vorzug haben und also die Stahlbereitung da am besten ausgeführt werden kann, wo erstere genügend vorhanden sind, z. B. in England, während sie in Schweden und Russland mangeln. Ausserdem lassen sich in den verschiedenen Etablissements die zu bestimmten Zwecken gewünschten einzelnen feineren Nüancen bereiten. Die Hauptcementstahlproduction, die etwa $^8/_{10}$ der in ganz England geschehenden beträgt, findet in Yorkshire statt [1])

Erstes Kapitel.

Materialien zur Cementstahlbereitung.

Auswahl Eisens

§. 120. Schmiedeeisen. Je besser das Eisen [2]), desto vollkommener wird auch der Cementstahl. Daher

---

[1]) Geschichtliches: Bgwfd. VII, 341.

[2]) *Le Play*, über die Darstellung des zur Stahlfabrikation angewandten Stabeisens im nördlichen Europa, über den Handel mit dem-

kommt es, dass bisher kein Land in Erzeugung ganz feinen Guss- und Cementstahls mit England concurriren konnte, wegen der Schwierigkeit, das schwedische[1], zu dem feinen Stahl besonders taugliche Eisen unter so günstigen Bezugsverhältnissen zu erhalten, wie die englischen Stahlfabrikanten. Das schwedische Eisen liefert bei einer passenden Behandlung ein Product, welches im hohen Grade die Eigenschaften eines guten Stahls besitzt, nämlich durch das Ablöschen eine passende Härte und durch das Poliren einen lebhaften Glanz annimmt, dabei eine grosse Elasticität besitzt und häufig in's Feuer zurückgebracht werden kann, ohne in Schmiedeeisen überzugehen; ausserdem findet ein vollkommener Zusammenhang aller Theile in demselben statt.

Ausser Schweden liefern auch manche Hütten des Urals und der Pyrenäen ein solches gutes Eisen[2].

Das harte körnige, aber dabei feste und vollkommen zähe Eisen ist geeigneter zur Stabeisenfabrikation, als weiches und zähes.

Nach *Schafhäutl*[3] muss das Stabeisen Silicium enthalten; wenn nicht, so mangelt dem daraus hervorgehenden stahlartigen Roheisen Hämmerbarkeit und Tenacität, indem sich anstatt Kohlenstoffkieseleisen blos Kohlenstoffeisen mit etwas Kieseleisen erzeugt. Das aus manganhaltigen Erzen erzeugte Stabeisen ist besonders zur Cementstahlfabrikation geeignet.

Ein fehlerhaftes Eisen liefert stets einen unvollkommenen Stahl, selbst bei der vollkommensten Arbeit. Wesentlich ist eine gleichförmige Textur des Stabeisens, weil sonst eine verschiedene Stahlbeschaffenheit hervortritt, in Folge dessen das Gärben länger dauert. Die Dimensionen der Stäbe richten sich nach dem Zweck, zu

---

selben und seine weitere Benutzung. Ann. d. min. 4 sér. IX, 113. — B. u. h. Ztg. 1844, p. 273; 1847, p. 1.

[1] Bgwfd. I, 372, 503; VI, 352; VII, 330; VIII, 381.

[2] Bgwfd. VII, 323. — Prüfung des Märkischen Cement- u. Frischstahls und Vergleichung desselben mit dem englischen Cementstahl. Bgwfd. III. 151.

[3] Bgwfd. VI, 357.

dem der Stahl verwandt werden soll, sie variiren von einigen Linien bis zu Zolldicke. Stäbe von stärkeren Dimensionen erfordern eine öftere Raffination. Eine oblonge Form eignet sich besser als eine quadratische. *Browne* [1]) wendet statt der Eisenstäbe granulirtes Eisen zum Cementiren an, welches beim Puddelprozesse erzeugt und durch ein Sieb geschlagen wird.

Brennmaterialarten.

§. 121. Brennmaterial. Das Erhitzen des Stabeisens geschieht in eisernen Kästen und mittelst Flamme gebenden Brennmaterials oder brennbarer Gase (Mägdesprung), seltener durch Holzkohlen. In England wendet man zur Cementation sowohl als zu den übrigen Stahlarbeiten eine viel Flamme gebende Steinkohle an, die im Feuer zusammenbackt, ohne zu schmelzen und sich aufzublähen.

Holzkohle.

§. 122. Cementirpulver. Die grössten und besten Stahlfabriken Englands nehmen als Cementirpulver nichts als Holzkohle, gewöhnlich von allen Gattungen, obwohl man harten den Vorzug gibt. In Schweden wird gewöhnlich Birkenkohle, in England Eichenkohle und in Westphalen Buchenholzkohle als Cementirpulver angewandt. Am geeignetsten sind die kalireichern Laubholzkohlen, welche wahrscheinlich zur Bildung von die Kohlung beförderndem Cyankalium Veranlassung geben. Je dichter die Kohle ist, desto mehr Schutz gewährt sie gegen den störenden Einfluss der äusseren unzersetzten Luft. Die Kohle muss im zerpulverten, aber nicht staubartigen Zustande angewandt werden. Mehrmals geglühte Kohle wirkt erfahrungsmässig nicht wie frische und wird deshalb vermieden, (Bd. I. p. 39.)

Cokes.

Cokespulver ist wegen des Aschengehaltes, namentlich aber auch wegen seines bedeutenden Schwefelgehalts nach *Karsten* unbrauchbar.

Russ.

Russ kann das Kohlenpulver ersetzen, dagegen sind andere Zusätze, wie Natron, Alaun, Borax etc., wenn auch gerade nicht schädlich, doch auch nicht förderlich.

Leder, Horn, Blutlaugensalz.

Leder, Horn, Blutlaugensalz wirken zwar gün-

---

[1]) Bgwfd. V, 13; VI, 399.

stig, lassen sich aber bei einer Fabrikation im Grossen nicht immer anwenden.

Die häufig angepriesenen Recepte scheinen oft nur mitgetheilt zu sein, um über die wirklichen Schwierigkeiten der Stahlfabrikation zu täuschen.

Kohlenwasserstoffgas

Die Cementation mittelst Kohlenwasserstoffgas hat keinen allgemeinen Eingang gefunden [1]).

Wall und *Black* [2]) haben bei der Cementstahlbereitung Electricität angewandt.

Lucas [3]) bereitet Cementstahl durch Glühen von Stabeisen in einer Mischung aus gleichen Theilen Eisen oder Eisenhammerschlag, Kohle und Braunstein.

Zweites Kapitel.

Cementirvorrichtungen.

Construction.

§. 123. Cementirkästen. Die Cementirkästen sind 8—15′ lang, 26—36″ breit, 28—36″ hoch und werden aus feuerfestem Thon, aus feuerfesten Ziegeln oder, wie zuweilen in England, aus feuerfesten Sandplatten angefertigt. Je nach der Beschaffenheit des angewendeten Materials halten sie länger oder kürzer aus, und es sind die Kisten der delikateste Theil beim Baue eines Cementirofens [4]).

Verschiedene Constructionen.

§. 124. Cementiröfen. Ein Cementirofen muss so beschaffen sein, dass die Kästen möglichst gleichmässig erhizt werden können und sich die Hitze nach Umständen stimmen lässt.

Je nachdem sie für Glüh- oder Flammenfeuer eingerichtet sind, unterscheidet man:

a) Cementiröfen mit Holzkohlenfeuerung. Dieselben werden kaum noch angewandt, indem sie eine

---

[1]) *Erdm.*, J. f. pr. Ch. II, 333. *Karst.* Arch. 1. R. XIV, 446.
[2]) *Dingl.*, CXXIX, 420.
[3]) B. u. h. Ztg. 1855, p. 198.
[4]) *Tunner's* Jahrb. 1854, p. 121.

mehr als nöthige Hitze, wegen unmittelbarer Berührung der Cementirkästen mit den glühenden Kohlen, liefern. Sie haben die Einrichtung eines Harzer Probirmuffelofens (Bd. II. p. 16), der nur durch ein mit Zügen versehenes Gewölbe geschlossen ist. Unter diesem befinden sich Röhren zum Nachfüllen der Kohlen.

b) Cementiröfen mit Holz- oder Steinkohlenfeuerung. Sie gleichen den Glasöfen, nur pflegen sie viereckig zu sein. (Bd. I. Taf. V. Fig. 103.) Zu beiden Seiten des in der Heerdsohle befindlichen Feuerraums *b* stehen auf Unterlagen die Cementirkästen *a*, so dass sie rings von der Flamme umspielt werden können. Seltener stellt man über die beiden Kästen noch einen dritten.

Das Gewölbe muss zum Zusammenhalten der Hitze möglichst flach und zur Regulirung derselben mit Zuglöchern *g* versehen sein. Zuweilen hat man nur einen Zug und vertheilt die Flamme dadurch, dass man das Flammenloch mit einem durchbrochenen Gewölbe versieht. Bei Holzfeuerung muss der Rost weiter sein, als bei Steinkohlenfeuerung.

Durch eine während des Betriebs zugemauerte Oeffnung an den kurzen Seiten des Ofens kann man in denselben gelangen, um die Stäbe in die Kästen zu legen, und sie wieder herauszunehmen. Diese werden dann durch eine über den Kästen in der Mauer befindliche Oeffnung aus oder in den Ofen geschafft.

Die aus dem Cementirofen entweichende Hitze hat man wohl zur Erzeugung von Dampf [1]) verwandt, so wie mancherlei Verbesserungen an den Oefen vorgeschlagen [2]).

Tunner [3]) macht auf die Verschiedenheiten in der Construction der schwedischen, englischen, westphälischen und österreichischen Cementiröfen aufmerksam und gibt eine Ofenconstruction (Taf. IX. Fig. 127—130) an, bei welcher zur Vereinfachung ein horizontaler und ein

---

1) Polyt. Centralbl. 1853, p. 1405.
2) Bgwfd. VII, 325; IX, 510.
3) *Tunner's* Jahrb. 1854, p. 119, Taf. II.

Treppenrost für magere Steinkohlen oder für Braunkohlenklein angedeutet erscheinen, wodurch die Zeichnung etwas fehlerhaft wird. Der horizontale Rost pq ist mit punktirten Linien angedeutet, s die Schüröffnung, x der Aschenfall, v der Boden des vertieften Raumes in der Hüttensohle, y Rostträger, z eine Mittelmauer, von welcher links eine gleiche Feuerstätte gelegen ist, wie die rechts mit punktirten Linien angedeutete. Beim Treppenrost bedeutet t die Schüröffnung, P den Kohlenraum, β ein gusseisernes Kühlrohr, welches auf der einen Seite vermittelst eines offenen Canals γ und auf der anderen Seite mit dem angesetzten Blechrohre δ communicirt, wodurch eine starke Luftströmung herbeigeführt wird. d sind Abzüge im Fundament.

unner's ientirofen.

Der Raum für die Cementirkästen K wird durch das Mauerwerk a, das Rauhgemäuer b und die Füllung c gebildet. Die Flamme tritt durch die Oeffnungen k in die Bodenpfeifen l und von hier in die Seitenpfeifen g und die Längenpfeifen m und n, und die durch i tretende Flamme gelangt in die durch Zwischenpfeiler h gebildeten Züge, so dass die Kästen möglichst gleichmässig von der Flamme umspielt werden. Ueber der feuerfesten Ueberwölbung L erhebt sich das Rauhgemäuer bis N und darauf ruht der Essenmantel M, in welchen die mit dem innern Raume communicirenden 6 Zugöffnungen e münden. S der Schornstein. E Schieber über den Zugöffnungen. O gewöhnlich mit einer Blechthür oder einer losen Mauerung versehene Zutrittsöffnung.

Zum Innern des Ofens führen mehrere Oeffnungen. Q überwölbter Raum mit den Mannslöchern R, welche während des Brandes vermauert sind, und zwar wird in dem diesfallsigen verlornen Mauerwerke eine grössere Tafel T mit einem durch einen Pfropf Z verschlossenen Späheloche mit eingesetzt. λ Oeffnungen zum bequemeren Ein- und Ausbringen der Cementstäbe. π Oeffnungen zum Ausziehen der Probestangen.

c) Cementiröfen mit Gasfeuerung sind auf einzelnen Werken, z. B. zu Mägdesprung am Harze in Anwendung gekommen.

Ausser den genannten Vorrichtungen bedarf eine Cementirhütte noch der Vorrichtungen zum Zerstückeln der Stäbe, als Ambos, Meisel, Hammer, ferner Wagen, Schaufeln, Spette etc.

Sonstige Vorrichtungen.

Drittes Kapitel.

Verfahren beim Cementiren.

§. 125. Allgemeines. Das Verfahren in England[1]) ist im Allgemeinen folgendes:

Englisches Verfahren.

Die Schmiedeeisenstäbe werden in Stücke gehauen, die etwa 0,051 Meter kürzer sind, als die Cementirkästen. Zu unterst in die Kästen kommt dann eine 0,08 Meter dicke Schicht Cementpulver, darauf eine Stabeisenlage, indem man die Stäbe entweder flach oder auf der hohen Kante neben einander legt. Dann folgen neue Lagen von Cement und Eisen, und zuletzt bringt man auf die Kohlenlage ein quarziges Pulver.

Die Kästen werden möglichst rasch in Rothgluth gebracht, was bis 24 Stunden und darüber dauern kann, dann wird diese, welche dem Schmelzpunkt des Kupfers entspricht, fortwährend so lange unterhalten, als es der Querschnitt der Stäbe und der beabsichtigte Grad der Kohlung erheischt. In Yorkshire dauert bei einem Einsatz von 17600 Kilogr. der Prozess 5—9, gewöhnlich 7 Tage.

Man lässt alsdann den Ofen bis zur Dunkelrothgluth abkühlen, öffnet nach und nach die Zugänge und entleert ihn gewöhnlich 8 Tage nach dem letzten Schüren.

Die nöthigen Arbeiten zur Behandlung des obigen Einsatzquantums erfordern 17—20 Tage.

Als eine Art Cementation ist die sogenannte Oberflächen- oder Einsatzhärtung fertiger schmiedeeiserner

---

[1]) *Le Play*, über die Stahlbereitung in Yorkshire Bgwfd. VII, 321. — *Newton's* Verfahren der Stahlbereitung B. u. h. Ztg. 1850, p. 401. — *Tunner's* Jahrb. 1854, p. 138.

Gegenstände zu betrachten, die nur oberflächlich in Stahl verwandelt werden sollen. Dies kann auf verschiedene Weise geschehen, nämlich:

a) Die Gegenstände werden auf die gewöhnliche Art mit Cementirpulver geschichtet, in eisernen Kästen geglüht und dann schnell abgelöscht (Knöpfe, Nähnadeln etc.). Thierische Kohle (Leder, Horn etc.) ist wirksamer als vegetabilische [1]).

b) Die Gegenstände werden in Cementirpulver (Lederabfällen, schwarz gebrannten Knochen) gethan und in Tiegeln geglüht [2]).

c) Man macht die Gegenstände glühend, reibt sie schnell mit Horn ab oder bestreut sie mit gepulvertem Blutlaugensalz, erhitzt sie wieder im Feuer und löscht sie ab. (Feilen, Raspeln etc.) Auch überzieht man sie wohl kalt mit einem Brei aus verkohltem Leder, Russ, Milch etc., trocknet den Ueberzug schnell, glüht und löscht ab.

Es sind verschiedene Härtemittel empfohlen [3]).

IV. Abschnitt.

Verarbeitung des Roh- und Cementstahles.

Allgemeines.

§. 126. Allgemeines. Aus den angeführten Eigenschaften des Roh- und Cementstahls geht hervor, dass beide Sorten wegen ihrer Ungleichheit nicht direct verarbeitet werden können, sondern zuvor durch Gärben (Raffiniren) oder Umschmelzen gleichartiger gemacht werden müssen. Ist dieses geschehen, so folgt gewöhnlich noch das Härten des Stahls.

---

1) Bgwfd. XIII, 586.
2) Bgwfd. I, 440; IX, 425. *Dingl.*, CXV, 422.
3) Bgwfd. XI, 596; *Dingl.*, LXIV, 158.

Erstes Kapitel.

Gärben (Raffiniren) des Stahls.

Verfahren.

§. 127. Allgemeines. Das Raffiniren des Rohstahls und das Gärben des Cementstahls geschieht auf die Weise, dass man die rohen Stäbe zu dünnen flachen Stäben ausreckt (das Plätten oder Schienen der Stäbe), diese rothglühend in kaltes Wasser wirft, mehrere davon zu einem Bündel (Garbe, Zange) zusammenlegt (Setzen der Garbe) und dieses der Weissglühhitze aussetzt. Zur Abhaltung der Luft wird der Stahl hierbei mit gepulvertem Thon bestreut, dann ausgereckt.

Je öfter das Raffiniren vorgenommen wird, desto gleichartiger wird der Stahl, gewinnt an Stärke und Federkraft, aber desto mehr nimmt die Härte ab. Das Erhitzen geschieht gewöhnlich in Schmiedeessen (Raffinirfeuer) bei Holz- oder Steinkohlen. In letzterem Falle muss das zu heizende Stück stets von einem Gewölbe glühenden Brennmaterials umgeben sein, ohne damit in Berührung zu kommen. Auch wendet man wohl Cokes an.

Es gehört eine gewisse Geschicklichkeit dazu, je nach dem Zweck, wozu der Stahl verwandt werden soll, ihm die gewünschte Härte zu ertheilen.

In England pflegt man die rohen Cementstäbe durch die Cannelirungen eines Walzwerkes gehen zu lassen, wo sie dann eine Stahlsorte von mittlerer Qualität geben. Zur Erzeugung besserer Sorten wird der Cementstahl 2 bis 3 mal raffinirt.

Hämmern und Walzen.

Durch Walzen oder Hämmern erhält der Stahl verschiedene Textur und somit verschiedene Eigenschaften. Die Textur des gewalzten Stahls zeigt eine Annäherung der Moleküle an die kugelige Gestalt; die des gehämmerten ist feiner, gedrängter, sie zeigt ein ganz verschiedenes Ansehen mit winklichen und zerrissenen Krümmungen. Gewalzter Stahl hat eine grosse Elasticität, verbunden mit viel Widerstandsfähigkeit (Kutschenfedern), wenn der Körper abwechselnden Biegungen nach der Richtung seiner Dicke unterworfen wird. Gehämmerter Stahl hat eine

grössere Widerstandsfähigkeit nach allen Richtungen, grössere Ganzheit, Gleichförmigkeit und besonders Dichtigkeit.

Die Art des Ausschmiedens übt einen bedeutenden Einfluss auf die Entwickelung der Eigenschaften des Stahls, welche namentlich beim Härten sichtbar werden [1]).

Anwendbarkeit des Gärbens.

Das Gärbverfahren, den Stahlfabriken des Rheines entlehnt, eignet sich besser für den Rohstahl, als für den Cementstahl, weshalb in England das Umschmelzen des Cementstahls gebräuchlicher ist. Cementstahl verlangt nämlich beim Schweissen viel mehr Zeit, verliert, wenn er nicht aus den besten Stahlsorten erzeugt ist, bei den erforderlichen vielen Hitzen leichter seine stahlartige Beschaffenheit und erhält keinen vollständigen Zusammenhang, wird streifig. Man läuft also Gefahr, entweder durch Vermehrung der Gleichartigkeit an stahlartiger Beschaffenheit einzubüssen, oder ein Product zu erzeugen, welches bei weiterer Verarbeitung viel Ausschuss gibt.

Beim Raffiniren oder Gärben beträgt der Abgang 7—12 % und der Brennmaterialverbrauch auf 100 Pfd. raffinirten Stahl 3—3½ Cbcfss. Steinkohlen.

In Steyermark rechnet man 8 % Abgang und einen Aufwand von 30—35 Cbcfss. weichen Holzkohlen auf 100 Pfd. raffinirten Stahl.

Zweites Kapitel.

Bereitung von Gussstahl.

Verschiedene Fabrikationsmethoden.

§. 128. Allgemeines. Es ist mehrfach von Chemikern etc. vorgeschlagen, durch Erhitzen von Stabeisen mit Kohle bis zum Schmelzen oder durch Zusammenschmelzen von Stabeisen und Roheisen Gussstahl zu erzeugen. Allein diese Methoden sind unsicher [2]). Zwar wird der ostindische, durch seine Güte berühmte Stahl (Wootz genannt) auf diese Weise bereitet, indem man in

---

[1]) Bgwfd. IX, 381, 383, 389, 394.

[2]) Bgwfd. III, 143; IV, 192.

Tiegeln etwa 2 Pfd. reines Stabeisen mit Pflanzensubstanzen zum Schmelzen bringt, allein der Process ist sehr kostbar. Die geschmolzenen geringen Quantitäten tragen dazu bei, dass der Stahl sehr gleichartig wird [1]).

Oberstein's [2]) und *Heath's* [3]) Methoden der Stahlbereitung beruhen auf dem Zusammenschmelzen von Roheisen und Stabeisen. *Stirling* [4]) erzeugt durch Gemische von Guss- und Schmiedeeisen sogen. verstärktes Gusseisen.

Weit häufiger stellt man den Gussstahl [5]) aus schon vorhandenen Verbindungen des Eisens und Kohlenstoffs dar, weil dazu einestheils eine geringere Temperatur erforderlich ist und dann ein Product erfolgt, dessen Eigenschaften man mit ziemlicher Zuverlässigkeit vorher bestimmen kann. *Huntsmann* war der erste, welcher 1740 eine Gussstahlfabrik zu Handsworth bei Sheffield einrichtete. Er hatte anfangs einestheils mit Erzeugung der in der Metallurgie angewandten höchsten Temperatur, anderntheils mit dem Vorurtheil der Consumenten zu kämpfen, bis sich herausstellte, dass der Gussstahl besser sei, als der früher aus Deutschland bezogene raffinirte Rohstahl [6]).

Gussstahl Cement-, Rohstal

Sowohl Roh- als Cementstahl eignen sich zur Gussstahlfabrikation, wenn man nur eine zweckmässige Auswahl des umzuschmelzenden Stahls trifft, damit ein Gussstahl von gewünschter Beschaffenheit erfolge. Je kohlenstoffreicher er wird, desto schwieriger lässt er sich demnächst schweissen. Zuweilen schweisst Cementstahl sehr leicht, während daraus dargestellter Gussstahl nur schwierig geschweisst werden kann. Die Güte des Stahls hängt

---

[1]) Bgwfd. II, 94, 222; III, 366; VII, 345.

[2]) Bgwfd. V, 123, 500; VII, 12. *Tunner's* Jahrb. 1842, p. 211.

[3]) Bgwfd. XI, 432.

[4]) B. u. h. Ztg. 1853, p. 846.

[5]) Ueber Gussstahlfabrikation: *Valerius*, Stabeisenfabrikation, deutsch von *Hartmann* 1845, p. 511. Oester. Zeitschr. 1853, p. 29, 86, 173, 268, 277; 1854, p. 88, 198, 367, 393. *Karst.*, Arch. 1. R. VIII, 342; 2. R. XXV, 218.

[6]) Vergleichung des engl. Gussstahls mit dem Essenschen, (Bgwfd. III, p. 225), Märkischen (Bgwfd. III, 151) und Sollinger Gussstahl (Bgwfd. I, 424).

von dem Grade der Schweissbarkeit ab, da, je geringer die Qualität, desto leichter und vollständiger und mit desto weniger Nachtheil für den Stahl selbst die Schweissung erfolgt. Zeigt der Stahl nach dem Schweissen bei einer Weiterverarbeitung unter dem Hammer noch ein gutes Korn im Bruche, wohl gar die Eigenschaften eines durch's Feuer nicht angegriffenen, so ist anzunehmen, dass er alle Eigenschaften besitzt, welche guten Stahl bezeichnen [1]).

Verfahren beim Schmelzen. Das Schmelzen des Stahls geschieht in feuerfesten Tiegeln [2]) entweder bei Glühefeuer (mittelst Kohlen oder Cokes) im Windofen oder mittelst Flammenfeuer (Steinkohlen, nicht Holz, welches zu wenig Hitze geben würde), in nach Art der Glasöfen construirten Flammgefässöfen [3]).

Ein Gussstahlofen mit Cokesfeuerung (Taf. VIII Fig. 125, 126) hat nachstehende Einrichtung: *a* innerer Ofenraum, dessen Seitenwände *b* und Gewölbe *c* aus feuerfesten Steinen hergestellt sind. *d* Rost. *e* Deckel für den auf dem Fusse *g* stehenden Schmelztiegel *f*. *h* Oeffnungen zum Einsetzen und Ausheben des Tiegels, in dem Fussboden *l* der darüber befindlichen Etage mit einem gusseisernen Rahmen *i* eingefasst, in dessen Falz ein gusseiserner, mit einer kleinen Oeffnung *m* versehener Deckel *k* eingelegt wird. *n* Schüröffnung, mit einer gusseisernen Platte *o* überdeckt und mit dem gusseisernen Rahmen *p* versehen, davor die gusseiserne Feuerungsthür *q*. *r* Aschenfall. Unter der Oeffnung *s* dient eine breitere Oeffnung *t* zum Herausziehen der Cokesasche.

Auch sind Gasflammöfen bei Verwendung von Braunkohlenklein empfohlen [4]). Schweissbarer, also weniger kohlenstoffhaltiger, daher strengflüssiger Stahl muss bei Glühfeuer geschmolzen werden, weil Flammenfeuer weniger Hitze erzeugt.

---

1) Bgwfd. III, 225.

2) *Smith's* Schmelztiegel für Eisen oder Stahl: B. u. h. Ztg. 1845, p. 433. — Schwedische Stahltiegel: *Erdm.*, J. f. ök. Ch. II, 108. — Analysen von Stahlschmelztiegeln ibid. II, 299; XIII, 363.

3) Verbesserte Einrichtungen der Oefen und Giessvorrichtungen zur Gussstahlfabrikation: *Dingl.*, CXXXIV, 206.

4) Oester Zeitschr. 1854, p. 395.

Während des Schmelzens gibt man entweder eine Decke von Glas mit oder ohne Boraxzusatz oder deckt den Tiegel nur zu, so dass keine Kohlen hineinfallen können. Der Fluss kann beim Ausgiessen des Metalls in die Formen hinderlich sein. Die Dauer der Schmelzung hängt hauptsächlich vom Zug der Oefen und dem angewandten Brennmaterial ab, dann auch von der grösseren oder geringeren Strengflüssigkeit des Stahles. Die Tiegel werden mit zweckmässig eingerichteten Bauchzangen aus dem Ofen genommen und in eiserne Barrenformen ausgegossen, deren Oberfläche mit Thon oder fetter Erde bedeckt ist, damit der Stahl beim Erkalten nicht blasig oder löcherig wird.

Der geschmolzene Stahl hat auf dem rauhen, feinkörnigen Bruche eine graue Farbe ohne allen Stich ins Blaue und ist mit kleinen runden Löchern von schillernder Oberfläche übersäet. Um ihn gleichartig zu machen, werden die Stahlbarren unter Walzen oder Hämmern ausgereckt (Raffinirter Gussstahl).

Raffiniren Gussstah

Solcher raffinirter Gussstahl ist vorzüglicher als Stahl aus demselben Eisen, der aber durch Gärben von rohem Cementstahl erzeugt wurde [1]).

Beim Ausrecken des Stahls soll es vortheilhaft sein, 2 Zaine zugleich unter den Hammer zu bringen, wobei man Kohlen und Zeit erspart und bewirkt, dass ein Zain dem anderen die Hammerschläge moderirt, wo weichere Stellen vorkommen.

Wird Stahl mehrere Stunden lang schnell und gleichförmig ununterbrochen behämmert (nach Art der Sensen), so werden daraus gefertigte feine Gegenstände äusserst hart, ohne beim Gebrauche [2]) schartig und stumpf zu werden.

Beispiel

Beispiele für die Gussstahlbereitung: nach *Le Play* zu Yorkshire [3]), nach *Heeren* auf den Cyclops-Steel-

---

[1]) Vergleichung von Guss-, Cement- und Raffinirstahl Bgwfd. XI, 550. — Unterschied zwischen Gussstahl und Roheisen. *Dingl.*, CXXXIII, 397.

[2]) Bgwfd. V, 303; VI, 493.

[3]) Bgwfd. III, 143; VII, 345.

Works[1]), nach *Werlisch* zur Sollinger Hütte[2]), *Krupp's* Gussstahlfabrik bei Essen[3]), *Meyer's* Gussstahlfabrik[4]) zu Bochum etc.; *Karsten* über Gussstahlbereitung[5]), — *Röhrig*, über Gussstahlfabrikation[6]), — *Stirling* Gussstahlfabrikation[7]), — *Tunner* Gussstahlbereitung in Oestreich[8]).

Drittes Kapitel.

Härten des Stahles.

Veränderungen des Stahls beim Härten.

§. 129. Allgemeines. Unter Härten[9]) versteht man das Ablöschen des glühenden weichen Stahles in einer kalten Flüssigkeit. Dabei erleidet er folgende wesentliche Veränderungen: er bekommt eine glatte, metallisch glänzende Oberfläche, auf dem Bruche eine sehr feinkörnige, kaum sichtbar körnige Textur mit etwas lichterer Farbe und stärkerem Glanz, wird ungleich härter, zieht sich etwas zusammen, wird dichter und nimmt an absoluter und relativer Festigkeit zu.

Regeln für das Stahlhärten.

Diese Veränderungen treten mehr oder weniger stark hervor, je nach der Stärke der Erhitzung und der Abkühlung, so dass bei einer der Natur des Stahls nicht angemessenen zu grossen Temperaturerhöhung seine Härte und Sprödigkeit sehr bedeutend zunimmt, während die Festigkeit (Elasticität) sich verringert. Soll ein Stahl weniger elastisch und mehr hart werden, so müssen die Temperaturunterschiede grösser sein, als wenn der Stahl

---

[1]) B. u. h. Ztg. 1852, Nr. 49.
[2]) Bgwfd. I, 424; II, 193. — *Dingl.*, LXXIII, 417.
[3]) Bgwfd. II, 220; III, 224; — *Tunner's* Jahrb. 1852, p. 176.
[4]) Bgwfd. XI, 467, 550.
[5]) *Dingl.*, CXXVII, 187. Polyt. Centr. 1853, p. 274.
[6]) *Dingl.*, CXXXIII, 106.
[7]) *Dingl.*, CXXXII, 201.
[8]) *Tunner's* Jahrb. 1853, p. 307.
[9]) *Karmarsch*, mechan. Technologie 1851, I, 12. *Karst.*, Arch. 1. R. III, 81; VIII, 192; IX, 563.

weniger Härte und mehr Elasticität erhalten soll. Diese Temperaturunterschiede können dadurch hervorgebracht werden, dass man bei unveränderter Temperatur des Härtemittels dem Stahl eine höhere Temperatur gibt, oder umgekehrt die Temperatur des Härtemittels verändert. Gewöhnlich werden diese Temperaturunterschiede durch zweckmässige Erhitzung des Stahls und entsprechende Veränderung des Härtemittels herbeigeführt. Man härtet meist in der Rothbraun- oder Kirschrothhitze.

Es kommt hiernach beim Stahlhärten darauf an, den Stahl bei einer, seiner Natur entsprechenden Temperatur zu erhitzen, damit er die seiner demnächstigen Verarbeitung entsprechende Härte und Elasticität erhält.

Stahl, der mit der grössten Härte die grösste Elasticität verbindet, ist der vollkommenste, und zwar um so vollkommener, je leichter er die Härte annimmt, d. h. je weniger stark er vor dem Ablöschen erhitzt werden darf[1]).

Die Schwierigkeiten, Stahl zu härten, liegen hiernach theils in der verschiedenartigen Beschaffenheit des Stahls, theils und hauptsächlich aber auch noch darin, dass man kein zuverlässiges Mittel kennt, den Hitzgrad zu bestimmen, welcher der jedesmaligen Beschaffenheit des Stahls angemessen ist. Alle bisher hierzu vorgeschlagenen Mittel haben sich als unpraktisch bewährt und man ist dabei geblieben, die Lichterscheinung, die verschiedenen Grade des Glühens des zu härtenden Gegenstandes als Massstab anzunehmen, wozu ein sehr gutes Auge gehört, welches aber auch Täuschungen ausgesetzt ist, da die Glüherscheinungen eines und desselben Stahles je nach der Tageszeit, nach den Witterungsverhältnissen etc. variiren.

Verfahren beim Härten.

Es ist deshalb bei der grössten Vorsicht nicht möglich, den Grad der Hitze genau so zu treffen, dass der Stahl gerade die richtige Härte und Elasticität hat. Ist der Stahl nicht hinreichend hart, so muss die Härtung wiederholt werden; ist er zu hart geworden und hat sich dadurch Elasticität und Zähigkeit vermindert, oder sollen

[1]) Bgwfd. IX, 418. — Zersägen des harten Stahls. *Karst.*, Archiv. 1, R. IX, 563.

Gravirungen darauf angebracht werden, so muss die Härte durch neues Erwärmen (Anlaufen, Anlassen) herabgestimmt werden, und zwar nimmt die Härte um so mehr ab, je stärker man den Stahl anlässt [1]). Hierbei dienen die Anlauffarben zum Anhalten, welche in folgender Ordnung zum Vorschein kommen: hellgelb bei 228° C., goldgelb bei 235° C., karmoisinroth bei 246° C., violett ins Dunkelblaue bei 334° C., Farblosigkeit bei 360° C.; dann erscheinen die Farben in derselben Ordnung, wiewohl weniger lebhaft, wieder (Anlauffarben des ersten und zweiten Grades).

Die härtesten Stahlarbeiten lässt man bei strohgelber Farbe anlaufen (Grabstichel, Zieheisen, Rasirmesser, Federmesser etc.); diejenigen, bei welchen es mehr auf Zähigkeit und Elasticität, als auf Härte ankommt, blau (gewöhnliche Messer- und Blankschmiedewaaren).

Dauer und Stärke des Anlassens haben auf die Erfolge des Härtens einen merklichen Einfluss, weshalb diese Operation sehr difficil ist.

Glühvorrichtungen.

Das Erhitzen vor dem Härten geschieht entweder in offnem Feuer, oder in glühendem Sande, oder in Glühöfen, oder in Kapseln aus Thon, Blech oder Gusseisen [2]); das Anlassen entweder durch Erwärmung im offenen Feuer oder dadurch, dass die gehärteten und anzulassenden Gegenstände auf gegossene eiserne Platten gelegt und diese bis zu der betreffenden Temperatur erhitzt werden.

Das Erhitzen vor dem Härten muss gleichmässig und rasch geschehen, damit sich möglichst wenig Glühspan bildet. Dadurch erhält der Stahl mehr Zähigkeit und wird weniger leicht gekrümmt und verbogen, als wenn man umgekehrt verfahren würde.

Der englische Gussstahl darf beim Härten nur bis braunroth erhitzt werden; bei höherer Temperatur wird

---

[1]) Ueber Anlassen des Stahles: *Dingl.*, XXV, 52; XL, 316; XLI, 234. Bgwfd. IX, 420, 439; XI, 777. — *Pepys* Methode, die Härte des Stahls zu prüfen: *Dingl.*, XXVII, 156.

[2]) Ueber die verschiedenen Methoden, den Stahl zur Härtung zu erhitzen und über die Erfolge dieser Methoden. Bgwfd. IX, 422 — Apparate zum Härten von Stahlwaaren. *Dingl.*, CV, 102.

er ganz spröde und hart; der deutsche Stahl verträgt eine grössere Hitze. Gegärbter Stahl will viel heisser gehärtet sein, als Gussstahl[1])

In neuerer Zeit sollen Härtemethoden erfunden sein, bei deren Anwendung es gar nicht Erfahrenen möglich wird, dem Stahl eine immer gleich ausgezeichnete gute Härte geben zu können.[2])

Härtemittel

Von wesentlichem Einfluss beim Härten ist die Qualität und Temperatur des Härtemittels.[3]) Am gebräuchlichsten ist Wasser, welches, je nachdem es wärmer oder kälter ist, den Stahl weicher oder härter macht. Hartes Wasser oder solches, welches Salze (z. B. Salpeter) aufgelöst enthält, härtet stärker, als weiches, wahrscheinlich wegen der verschiedenen Wämeleitungsfähigkeit.

Geringere Grade der Härtung als Wasser geben fettige Substanzen (Oel, Talg, Wachs, Seife), weil sie die Abkühlung verzögern, stärkere dagegen alle Säuren und Quecksilber.

Die Beschaffenheit der Ablöschflüssigkeiten muss sich nach der Natur des Stahls richten. So werden z. B. Feilen in salpeterhaltigem und schwach angesäuertem Wasser gehärtet; Ambosse und Hämmer in sehr kaltem, fliessendem Wasser; blanke Waffen, Messerschmiedswaaren in fettigen Flüssigkeiten; Federn, Sensen in lauem Wasser oder geschmolzenem Talg etc.

Beispiele für Stahlhärtung

Gegenstände von ungleichen Dimensionen, z. B. mit scharfer Schneide, erhalten leicht Kantenrisse (Härteborsten), weshalb man sie nur in schlecht Wärme leitenden Substanzen (fetten Körpern, angefeuchteter Kohlenlösch etc.) härtet.[4])

Beim Härten sehr massiver Gegenstände veranlasst

---

[1]) Bgwfd. IX, 420. Vorschrift zum Härten von engl. Gussstahl. *Dingl.*, CXXVIII, 154. B. u. h. Ztg. 1853, p. 612.

[2]) Bgwfd. II, 28; III, 191; V, 567.

[3]) Ueber Härteflüssigkeiten: Bgwfd. VI, 336, IX, 433 — Polyt. Centr. 1847, p. 1360; 1853, p. 737. — Wiederherstellung der Härte verbrannter Stahlwaaren. Bgwfd. XI, 596; XIII, 638. — Dauer und Werth der gehärteten Stahlwaaren. Bgwfd. XI, 478.

[4]) Bgwfd. VI, 336.

die durch das Härten eintretende Zusammenziehung häufig einen Bruch der Stücke, weshalb man dieselben vortheilhaft durch starke Hammerschläge, durch eine Presse oder Walzenvorrichtung vorher zusammenpresst.[1])

Die meisten, besonders die gröberen verstahlten oder stählernen Werkzeuge und Geräthe, welche nur an einem Theile ihres Körpers (Spitze, Schneide, Bahn etc.) oder auch an zweien hart sein müssen, werden in der Regel so gehärtet, dass man nur eben diesen Theil in der Härteflüssigkeit ablöscht und die hinterhalb in der Masse bleibende Hitze noch benutzt, um die richtige Anlauffarbe hervorzubringen, d. h. das gehärtete Ende zu tempern. Bei diesem Verfahren entstehen leicht Hindernisse, welche indess nach *Rust*[2]) vermieden werden, wenn man den Gegenstand umgekehrt in die Härteflüssigkeit taucht, so dass das zu härtende Ende zuletzt von derselben berührt und umspielt wird. Dann muss noch ein eigenes Tempern vorgenommen werden.

Dittmar[3]) in Sheffield härtet Gussstahlfeilen in folgender Weise: Abfälle von Leder, Horn, Klauen etc. werden gebrannt, zu feinem Pulver zerstossen, 4 Pfund davon mit $^1/_2$ Pfund gestossenem Ofenruss, $^1/_4$ Pfund ordinairem Kochsalz und etwas Töpferthon gemengt, mit Wasser angemacht und etwas Essig oder Bierhefe beigemischt. Die dünnbreiige Masse wird aufgetragen, getrocknet, dann der Gegenstand geglüht, in kochsalzhaltigem Wasser abgelöscht, mit verdünnter Schwefelsäure die Oxydhaut weggenommen und in warmer Luft auf einem eisernen Kasten rasch getrocknet.

che des werdens.

Die Erscheinung des Hartwerdens ist ganz der Umwandlung des grauen Roheisens in weisses durch plötzliche Abkühlung analog, wobei der ungebundene Kohlenstoff chemisch gebunden wird.

Bei einer hohen Temperatur gehärtet wird der Stahl grobkörnig und weiss; bei einer niedrigern feinkörnig.

---

1) Bgwfd. VII, 253.
2) Bgwfd. XVIII, 464.
3) Bgwfd. XVIII. 467.

DieTemperatur, in welcher dasHärten geschehen muss, nimmt mit steigender Qualität des Stahls ab; für Schmelzstahl ist sie am höchsten, für Guss- und Cementstahl vermindert sie sich nach dem Erfahrungssatze, dass die Härtung um so besser ist, je feiner und heller das Korn geworden.

Viertes Kapitel.

Zusammenschweissen von Stahl und Eisen (Stahlen des Eisens).

§. 130. Allgemeines. Es kommt nicht selten vor, dass Gegenstände, die ganz aus Gussstahl gefertigt zu kostspielig sein würden, aus Schmiedeeisen hergestellt und an den betreffenden Stellen mit Stahl durch Zusammenschweissen vereinigt werden.[1]) Stabeisen erfordert eine höhere Schweisshitze als Stahl, weshalb man letzteren etwas später ins Feuer legt als ersteres, weil sonst der Stahl zum Theil verbrannt sein würde, wenn das Eisen die gehörige Hitze hätte. Man bringt auch wohl beide in verschiedenen Feuern in die gehörige Hitze, nämlich das Eisen mit Steinkohlen, den Stahl mit Holzkohlen und vereinigt sie dann mit raschen leichten Hammerschlägen auf dem Ambos.[2]) Man legt beim Ausschweissen den Stahl entweder auf das Eisen oder bringt ihn in einen Spalt desselben.

Zweck.

Verfahren.

Soll das Zusammenschweissen gut gelingen, so muss der Luftzutritt abgehalten werden. Dies geschieht dadurch, dass man die Schweissenden vollkommen reinigt und mit Schweisssand, Thon, am besten aber mit Borax überzieht. Auch ein Salmiakzusatz wirkt günstig.[3])

---

[1]) *Schafhäutl*, über Schweissen und Löthen des Stahls. B. u. h. Ztg. 1846, p. 462; Bgwfd. XIII, 401. — *Sanderon's* Verfahren: B. u. h. Ztg. 1853, p. 901. — *Boydell's* Verfahren, Eisen mit Stahl zu umkleiden. Bgwfd. VIII, 366. — *Dingl.* LXXXIX, 238; XCII, 32; CI, 337; CVIII, 463, 108; CXXXVII, 440; CXXX, 206.

[2]) Bgwfd. II, 493.

[3]) Bgwfd. II, 493; VII, 110.

Es ist sehr wesentlich, dass man den Stahl möglichst in solchen Dimensionen auf das Eisen aufschweisst, dass solche noch ausgetrieben werden können. Durch das Erhitzen wird der Aggregatzustand verändert, durch die Wirkung des Hammers aber die Gleichartigkeit und die ursprünglich nervige Beschaffenheit wieder hergestellt.

Das Erhitzen bei zu niedriger Temperatur und ein damit zusammenhängendes Kalthämmern erzeugt Sprödigkeit.

Obgleich schwieriger zu verarbeiten, liefert der gute körnige Stahl beim Verstählen ein Product, welches durch weichen Stahl nicht erreicht wird. [1])

Die Behandlung des Stahls beim Schmieden ist weit schwieriger, als die des Stabeisens, indem er bei zu hoher und anhaltender Temperatur an Kohlenstoff verliert (verbrennt). Rohstahl verwandelt sich weniger leicht, als Cement- und Gussstahl bei unrichtiger Hitze in geschmeidiges Eisen. Verbrannter Stahl lässt sich nicht ohne grosse Schwierigkeiten regeneriren.

Man verstählt Schmiedeeisen wohl dadurch, dass man dasselbe in Schweisshitze bringt, in flüssiges Roheisen eintaucht und ausschmiedet. [2])

Die Verbindung des Stahls mit Gusseisen ist nicht ohne Schwierigkeiten. [3])

V. Abschnitt.

Fabrikation des Damaststahles.

---

§. 131. Allgemeines. Unter Damaststahl versteht man solchen Stahl, welcher nach dem Aetzen seiner

---

[1]) Bgwfd. IX, 386, 389.
[2]) Bgwfd. IX, 126; XI, 567.
[3]) B. u. h. Ztg. 1848, p. 494. — *Karst.*, Arch. 1. R. II a 174.

polirten Oberfläche mit Säuren Schattirungen von dunklerer und hellerer Farbe erhält.

Verschiedene Arten. Natürlicher Damast

Man unterscheidet:

1. Natürlichen (echten) Damaststahl[1]), welcher aus Indien und Persien kommend, sich durch seine besondere Qualität und die verworren bunte Aderzeichnung auszeichnet und hauptsächlich zu Säbelklingen verarbeitet wird. Diese orientalischen Klingen bestehen aus einem kohlenstoffreicheren Gussstahl, als der gewöhnliche europäische, in welchem durch zweckmässig geleitete Abkühlung eine Absonderung zweier verschiedener Eisencarburete stattgefunden hat. Diese Sonderung tritt beim Aetzen mit Säuren deutlich hervor, indem die der Säure zugänglichen Theile vertieft und durch Bloslegung des Kohlenstoffs gefärbt werden, und mit den übrigen weniger afficirten, daher auch heller erscheinenden eine eigenthümliche mehr oder weniger feine, aus grauen und weissen Linien bestehende Zeichnung darstellen, welche oft einen gewissen Grad von Regelmässigkeit hat. Man unterscheidet die Herstellung paralleler Streifung oder schraubenförmig gewundener Linien und Mosaikdamascirung.[2])

Wird der Gussstahl, wie gewöhnlich, in eiserne Formen gegossen, so treten obige Sonderungen nicht ein. Durch Umschmelzen und plötzliche Abkühlung verliert der Damaststahl seinen Damast.

Besonders wird der indische Wootz zu den Säbelklingen angewandt, dem nach *Luynes* Analysen[3]) stets fremde Substanzen, als Nickel, Wolfram, Mangan beigemengt sind, die seine Vorzüglichkeit bedingen.

Den indischen Stahl pflegen die europäischen Schmiede nicht bearbeiten zu können, weil sie nicht genau die zu seiner Behandlung erforderliche richtige Temperatur kennen. Wegen seines bedeutenden Kohlenstoffgehaltes

---

[1]) *Heeren*, über indischen Stahl. B. u. h. Ztg 1852, Nr. 48. — *Karst.*, Arch. 1. R. IX, 378.

[2]) Bgwfd. V, 391.

[3]) Bgwfd. IX, 210. — *Karst.*, Arch. 1. R. IV, 320; VI, 422; IX, 304; XX, 240.

[illegible], kann derselbe nur innerhalb bestimmter Temperaturgrenzen geschmiedet werden: bei Anwendung von zu hoher Temperatur zerbröckelt er unter dem Hammer, bei zu niedriger nimmt er eine harte und spröde Beschaffenheit an.

Zur Annahme der bedeutenden Kohlenstoffmenge scheint das Eisen durch einen Mangangehalt disponirt zu werden (pag. 9).

Künstlicher Damast.

2. Künstlicher Damaststahl.[1]) Man hat mit mehr oder weniger Glück versucht, den echten Damascener Stahl nachzumachen und sind dazu verschiedene Wege eingeschlagen:

a) *Luynes*[2]) ahmt ganz das indische Verfahren nach, indem er weiches Eisen mit Kohle, Wolfram-, Nickel- und Manganverbindungen zusammenschmilzt, und zwar mit gutem Erfolg. Besonders gab das Mangan damascirten Stahl und führte die bedeutende Kohlenstoffmenge in denselben, ohne die Hämmerbarkeit zu beeinträchtigen.

b) *Bréant*[3]) erzeugt einen tadellosen, dem echten sehr ähnlichen Damast durch Schmelzen von 100 Theilen Eisen mit 2 Theilen Lampenruss oder durch Schmelzen von Roheisen mit oxydirten Feilspänen.

c) *Clouet*, *Hachette*[4]) und *Mille*[5]) schweissen Stahlplatten von verschiedener Beschaffenheit, härtere und weichere, zusammen und erhalten einen Damast, der durch Biegsamkeit, Elasticität und Härte sich auszeichnet, aber nicht die gewässerte Damascirung der echten Klingen zeigt.

---

[1]) *Karst.*, Arch. 1. R. IX. 388, 401; XIV, 466.
[2]) Bgwfd. IX. 225.
[3]) Bgwfd. V. 392.
[4]) Bgwfd. V. 391.
[5]) Bgwfd. V. 160.

NACHTRÄGE

zu dem ersten, zweiten und dritten Bande.

Erster Band.

pag. 17, 29. Chemische Vorgänge beim Rösten von Schwefel-, Antimon- und Arsenmetallen nach **Plattner**[1])

Beim Rösten von pulverförmigen Erzen und Hüttenproducten, welche hauptsächlich aus Schwefelmetallen bestehen, in einem Flammofen bei einer Temperatur, welche zum Regemachen der Affinität des Schwefels und der mit dem Schwefel verbundenen Metalle zum Sauerstoff der zuströmenden atmosphärischen Luft hinreicht, bilden sich unter Entwickelung von schwefliger Säure neben freien Metalloxyden fast stets auch schwefelsaure Salze. In ähnlicher Weise erzeugen manche Arsenmetalle unter Entwickelung von arseniger Säure entweder freie und arsensaure Metalloxyde oder hauptsächlich nur arsensaure Metalloxyde. Manche an Schwefeleisen gebundene oder mit Schwefeleisenmetallen gemengte Schwefelmetalle ändern sich unter Entwicklung von schwefliger und arseniger Säure mehr oder weniger vollkommen in schwefelsaure und arsensaure Metalloxyde oder in freie und arsensaure Metalloxyde um. Enthält die zu röstende Schwefelung Schwefelantimon in ihrer Mischung, so bilden sich auch

---

[1]) B. u. h. Ztg. 1855, p. 254.

[illegible] Säure [illegible] Ammoniak [illegible]

[illegible] in Form [illegible] Stadien ge- [illegible] Meta- [illegible] und Arsensäure

[illegible] beim Rösten [illegible] diese nicht [illegible] mit dem Sauerstoff der [illegible] Weise [illegible] schwefliger Säure [illegible] Metalloxyde

[illegible] anderen [illegible] Zeit in Schwe- [illegible] Umsetzung vollständig [illegible] Metalloxyden ver- [illegible] umzuwandeln. Es [illegible] lässt sich schwef- [illegible] Wege [illegible] leicht [illegible] diese

[illegible] spezifisch [illegible] Rösten gebildet [illegible] [illegible] Metalloxyden Verb- [illegible]

[illegible] schweflige [illegible] Zersetzung [illegible]

[illegible]

Schwefelsäure an atmosphärischer Luft und zugleich an Metalloxyden fehlt, die leicht einen Theil ihres Sauerstoffs abgeben, — in Berührung mit der röstenden Substanz in Schwefel und Schwefelsäure, in Folge dessen bei niedriger Temperatur nicht allein schwefelsaure Salze gebildet, sondern schon entstandene Oxyde zum Theil wieder in Schwefelmetalle umgewandelt werden können.

Diese drei Fälle können beim Rösten eines hauptsächlich aus Schwefelmetallen bestehenden, fein zertheilten Erzes oder Productes in einem Flammofen eintreten, wenn das Röstgut hoch über einander liegt und bei niedriger Temperatur im Ofen der Zutritt der atmosphärischen Luft gering ist.

Die erstere Wirkung findet auf der Oberfläche der Röstpost oder in denjenigen Theilen derselben statt, welche beim Umkrahlen derselben an die Oberfläche kommen, wo es an atmosphärischer Luft am wenigsten mangelt. Dagegen werden die beiden andern Fälle im Innern der Röstpost eintreten, wohinein die atmosphärische Luft nur sehr spärlich dringt. Es werden, wenn die Röstung schon einige Zeit im Gange ist, auf der Oberfläche der Röstpost gebildete und untergekrahlte freie Oxyde entweder blos auf eine niedrigere Oxydationsstufe zurückgeführt oder an Schwefelsäure gebunden oder zum Theil wieder in Schwefelmetalle umgeändert, je nachdem die vorhandene schweflige Säure entweder auf Kosten leicht reducirbarer Metalloxyde sich in Schwefelsäure umändert oder dieselbe in Schwefel und Schwefelsäure zerfällt.

Die beim Rösten von Schwefelmetallen im Ueberschusse sich bildende Schwefelsäure, so wie die aus bereits entstandenen schwefelsauren Metalloxyden bei höherer Temperatur unzersetzt dampfförmig wieder entweichende Schwefelsäure bewirkt sowohl eine Oxydation noch unveränderter Schwefelmetalle und eingemengter regulinischer Metalle, als auch die Umänderung von im Röstgute vorhandenen kohlensauren und kieselsauren Verbindungen in schwefelsaure Salze.

Beim Rösten von Schwefelmetallen in Form von Bruchstücken in freien Haufen oder Stadeln geschieht die Oxy-

dation oberflächlich durch den Sauerstoff der Luft, im Innern der Stücke aber hauptsächlich durch Schwefelsäure, welche sich aus der in den Poren der einzelnen Stücke bereits befindlichen schwefligen Säure durch Contact auf Kosten der eindringenden Luft gebildet hat.

Aehnlich wie schweflige Säure in Schwefelsäure ändert sich Arsen in arsenige Säure und Antimon in antimonige Säure, zum Theil auch in Antimonsäure um.

pag. 19. Rösten mit Wasserdampf. *Patera*[1]) hat die Röstung reicher Joachimsthaler Silbererze mit Wasserdampf sehr wirksam gefunden. *Markus*[2]) erhielt beim Rösten speisiger Leche mit Wasserdampf weniger Silberverlust, als bei der gewöhnlichen Röstmethode.

pag. 24. Löslichkeit des Kupfers in verdünnter Schwefelsäure. Bei Luftzutritt löst sich Kupfer in verdünnter Schwefelsäure unter Wärmeentwickelung auf, und hat man darauf ein Verfahren zur Bereitung von Kupfervitriol basirt, indem man Schwefelsäure durch ein System terrassenförmig unter einander gestellter, mit Kupfergranalien gefüllter Gefässe durchlaufen und sich mit Kupferoxyd sättigen lässt. — Cementkupfer löst sich allmählig in verdünnter Schwefelsäure oder Salzsäure zu einem Kupferoxydsalze auf Kosten des Sauerstoffs der Schwefelsäure in Folge der grossen Oberfläche des metallischen Kupfers auf. (Mansfeld, Unterharzer Versuche.)

pag. 42. Ueber die Ursachen des bei der Röstung silberhaltiger Erze und Hüttenproducte zuweilen stattfindenden, merklichen Silberverlustes. Beim oxydirenden Rösten solcher Substanzen in Flammöfen entsteht neben einem mechanischen Verluste an Silber durch Bildung von Flugstaub auch ein Verlust an Silber durch directe Verflüchtigung, welcher 1—10 % und mehr betragen kann. Bei Erzen von verschiedener Qualität welche einen gleichen Silbergehalt besitzen, fällt beim oxydirenden Rösten derselben der procentale Verlust an

[1]) B. u. h. Ztg. 1855, p. 131.
[2]) B. u. h. Ztg. 1855, p. 64.

Silber verschieden aus, und hat in Bezug hierauf *Plattner*[1]) nachstehende Erfahrungen mitgetheilt:

1) Der Silberverlust entsteht hauptsächlich auf chemischem Wege.

2) Es scheint eine Verflüchtigung von Silber einzutreten, wenn das im Erze vorhandene Silber entweder aus seiner Verbindung mit Schwefel in den metallischen Zustand übergeht oder als bereits gebildetes Oxyd in Verbindung mit Schwefelsäure wieder eine Zersetzung erleidet. Bei locker liegenden Substanzen, welche wenig Zusammenhang haben und nicht geneigt sind, zu sintern, steigt der Silberverlust in Folge ihrer leichten Durchdringbarkeit von der atmosphärischen Luft.

3) Der Silberverlust steigt mit der Länge der Röstzeit, wenn zugleich die Temperatur zunimmt.

4) Der Silberverlust nimmt zu, wenn Eisenoxydul oder Kupferoxydul auf schwefelsaures Silberoxyd zerlegend einwirken.

5) Der Silberverlust fällt höher aus, wenn das Silber als schwefelsaures Silberoxyd mit freien Metalloxyden in Berührung einer längeren starken Rösthitze ausgesetzt wird, als wenn es als arsensaures oder antimonsaures Silberoxyd vorhanden ist. Dies hat seinen Grund darin, dass schwefelsaures Silberoxyd eher zerlegt und in metallisches Silber umgewandelt wird, als die beiden anderen Salze, und vorzüglich eher als das arsensaure Silberoxyd; obgleich das Verhalten in erhöhter Temperatur insofern ein anderes ist, als das antimonsaure Silberoxyd sehr rasch und die beiden andern Salze nur langsam zerlegt werden.

In Betreff des Zustandes, in welchem sich das Silber verflüchtigt, hat *Plattner* gefunden, dass derjenige Theil des Silbers, welcher bei einer oxydirenden Röstung neben dem im Flugstaube befindlichen Silber flüchtig wird, nicht als metallisches Silber, sondern von einem gewissen Temperaturgrade an, der schon mit einer schwachen Rothglühhitze beginnt, sich als Oxyd aus dem Röstgute entfernt,

---

[1]) B. u. h. Ztg. 1855, p. 287.

welches in freiem Zustande seinen Sauerstoff zwar sehr bald in einer niedrigeren Temperatur abgibt und sich wieder in metallisches Silber verwandelt, aber, da dasselbe in fast unendlich fein zertheiltem Zustande in den gasförmigen Verbrennungsproducten des Brennmaterials und den dampf- und gasförmigen Röstproducten vertheilt ist, von denselben auch leicht in die Atmosphäre mit übergeführt wird.

Pag. 51. Allgemeine Formeln zur Werthbestimmung der Erze. *v. Bántó*[1]) gibt zur Ermittelung des Er- und Verkaufswerthes von Erzen nachstehende allgemeine Formeln an:

a) Wenn die Erze nur ein ausbringbares Metall enthalten:

$$f = h\left(\frac{100-a}{100}\right)\left(\frac{100+b}{100}\right)\times u\left(\frac{100-q}{100}\right)\times\left(\frac{100}{100+r}\right)\left(\frac{100}{100+p}\right)-\frac{100}{100+r}\left(d+gh\right)$$

Es bezeichnet darin

f = den freien Einlösungswerth eines Centners Erz in österr. Gulden.

h = den Metallgehalt eines Centn. Erz in Pfunden.

a = den Ausbringungs-Calo (den Manipulationsabgang) in Procenten.

b = die Gewichtszunahme pro 100 Pfd. Metall (das Gewicht der Glätte ist wegen Oxydation des Bleies, das des Urangelbs wegen Natronzusatzes stets namhaft grösser, als der ausbringbare Blei- oder Urangehalt der Erze).

u = den vollen Verkaufspreis.

q = die Differenz zwischen dem jeweiligen Verkaufspreis der Einheit u und dem Einlösungspreis.

r = den Regie- und Directionskostenbetrag in Procenten (von je 100 Gulden).

p = die Zinsen des Betriebscapitales nebst den Gewinnprocenten des Hüttenbesitzers.

---

[1]) Oester. Zeitschr. 1855, Nr. 38, 39, 42.

d = die nach dem Rohgewicht sich richtenden Ausbringungskosten.

g = die nach dem Metallgehalt (pr. Pfund, Mark oder Loth) sich richtenden Darstellungskosten.

Beispiel. Es soll f für Uranerze gefunden werden, deren Werth sich nach dem Uranoxydulgehalte (h) richtet. Es ist

a = 4%; b = 25 Pfd.; u = 10 Guld. p. Pfd.; q = 30%; r = 2½% des freien Werthes; p = 15% (Verzinsung des Betriebscapitals = 5%, Gewinn = 10%); d = 25,5 Guld. pro Ctnr. Erz; g = 1,1 Guld. pro Pfd. Oxyduloxyd (die von dem Uranoxydoxydulgehalte abhängigen Darstellungskosten). Danach ist

$$f = h \times 6{,}052 - 24{,}88.$$

Setzt man h = 37 Pfd., so beträgt der Werth eines Centners Uranerz $f = 37 \times 6{,}052 - 24{,}88 = 199{,}04$ Gldn. Nimmt man f = 0, so ist h = 4,11, d. h. die Uranerze müssen per Centner mehr als 4,11 Pfd. Uranoxyduloxyd enthalten, um einlöswürdig zu sein.

Die obige Formel lässt sich noch vereinfachen, wenn man die Multiplication des letzten Gliedes ausführt und die aus constanten Factoren bestehenden Coefficienten $\frac{100}{100+r} = v$ und $\left(\frac{100-a}{100}\right)\left(\frac{100+b}{100}\right) \times u \left(\frac{100-q}{100}\right) \left(\frac{100}{100+p}\right) - g = c$ gesetzt werden, nämlich

$$f = v\,(hc - d)$$

b) Wenn die Erze zwei ausbringbare Metalle enthalten.

$$f = v\,(hc - o)\left[1 - \frac{N}{(hc - o) + (h'c' - o')}\right].$$

$$f' = v\,(h'c' - o')\left[1 - \frac{N}{(hc - o) + (h'c' - o')}\right]$$

worin

o u. o′ = den die Metalle pro Ctnr. Erz speciell treffenden Ausbringungskosten.

N = dem vollen Betrag der gemeinschaftlichen Ausbringungskosten pr. Centn. Erz.

Beispiel. Es sollen in einer Erzpost zwei Metalle,

Silber und Kupfer enthalten und zur Werthbestimmung folgende Elemente gegeben sein:

	Silber.	Kupfer.
Metallabgang in Proc.	5	4
Metallzugang - -	0	0
Verkaufspreis pr. Lth. Silber und pr. Pfd. Kupfer in Gulden n	1,5	0,7
Differenz zwischen dem Verkaufs- und Einlösungswerthe in % q	1,5	8
p	5	7
Metallgehalt resp. in Lth. und Pfd h und h'	20	30
Ausbringungskosten in Gulden beim Silber pr. Lth. g	0,2	—
beim Kupfer pr. Pfd. g	—	0,1
Constanter Coefficient für das Silber c	1,137.	
für das Kupfer c'	—	0,478
Regie und Directionskosten in % r . . .	5	5
Coefficient v	$\frac{100}{105}$	$\frac{100}{105}$
Die das Silber und Kupfer speciell betreffenden Ausbringungskosten in Gulden resp. o und o'	1,5	1
Die gemeinschaftlichen, auf die einzelnen Metalle im Verhältniss ihrer freien Werthe zu vertheilenden Ausbringungskosten pr. Cent. Erz in Gulden. N = ...	2	

Es ergibt sich:

Freier Werth des Silbers $f = \frac{100}{105}(20 \times 1,137 - 1,5) \times$

$$\left[1 - \frac{2}{(20 \times 1,173 - 1,5) + (30 \times 0,478 - 1)}\right] = 19,05 \text{ Guld.}$$

Freier Werth des Kupfers $f' = \frac{100}{105}(30 \times 0,478 - 1) \times$

$$\left[1 - \frac{2}{(20 \times 1,173 - 1,5) + (20 \times 1,137 - 1,5)}\right] = 11,97 \text{ Guld.}$$

Demnach Gesammtwerth des Silbers und Kupfers 31,02 Guld.

Die vorstehenden Formeln können zur Bestimmung der Erzwerthe, oder wenn diese bekannt sind, zur Be-

stimmung irgend eines unbekannten Factors, sowie zur Prüfung, Berichtigung und Modificirung der bestehenden Einlösungstarife dienen. Ferner lässt sich danach ermitteln, in welcher Weise sich sämmtliche in einer Erzpost enthaltenen Metalle an den gemeinschaftlichen Ausbringungskosten nach Verhältniss ihrer wirklichen Werthe zu betheiligen haben.

Pag. 53. Probenehmen von Legirungen. Beim Probenehmen von Legirungen sind nachstehende Methoden gebräuchlich:

a) Aushiebprobe. Von der gereinigten Ober- und Unterseite der in Planchen (Kugelsegmenten) oder Barren vorhandenen Legirung wird ein Keilstückchen ausgehauen, dieses (z. B. bei Silber) lamellirt und mit der Scheere zerschnitten. Bei Blicksilber pflegt die Bodenprobe reicher an Blei zu sein, als die Oberseite, auch befinden sich an ersterer zuweilen Mergeltheilchen. Das Lamelliren ist umständlich, weshalb man in Freiberg diese Methode bei Blicksilber verlassen hat. Auf den Harzer Silberhütten wird von Brandsilber durch Eintauchen einer Zangenspitze in das feingebrannte, noch auf dem Teste befindliche flüssige Silber eine Oberprobe genommen, dann nach dem Erstarren des Silbers vom Boden der Planche eine Aushiebprobe.

b) Die Spanprobe, welche hauptsächlich beim Kupfer vorkommt. Man taucht einen polirten Eisenstab in das flüssige Kupfer, schlägt den gebildeten Span ab und lamellirt ihn. Diese Probe ist mangelhaft und ergibt gewöhnlich einen zu niedrigen Gehalt. Besser ist die Aushiebprobe. Die Aushiebe vom Kupfer werden unter einer Decke von Kohlenpulver im Graphittiegel eingeschmolzen, in einen Zain gegossen und dieser lamellirt.

c) Bohrprobe. Man holt von mehreren Seiten des Stückes, namentlich von oben und unten, Bohrspäne. Diese Probe wurde in Freiberg für Brandsilber nach der Aushiebprobe eingeführt, aber wieder abgeworfen, weil man keinen richtigen Durchschnittsgehalt erhielt. Die dünnen Bohrspäne sind zwar leicht zu zerschneiden, veranlassen aber bei ihrem bedeutenden Volumen leicht Verluste in der Kapelle.

Bei starken Planchen erhält man viel Bohrspäne, deren Gewicht von dem oft momentan zu verrechnenden Gewichte des Silbers abgeht, was nicht angenehm ist.

Für Schwarzkupfer ist in Freiberg diese Probe gebräuchlich; man erspart dabei das Einschmelzen und Lamelliren und kann leicht von den Spänen der Probe abwägen. Die obere unreine Kruste des Schwarzkupfers wird nicht zur Probe verwandt.

d) Schöpfprobe. Mittelst eines angewärmten Löffels wird aus der flüssigen Legirung eine Probe in eine kleine Form ausgeschöpft, diese nach dem Erkalten getheilt und wohl lamellirt, welche letztere Operation umständlich ist. Man erhält zwar einen guten Durchschnittsgehalt, kann aber die Probe nur bei Substanzen anwenden, deren Gehalt sich durch Oxydation eines Bestandtheiles nicht ändert (z. B. nicht bei kupferreichem Silber). Von Werkblei nimmt man gewöhnlich Schöpfproben beim Auskellen, nachdem gut umgerührt worden ist, und giesst dasselbe in flache runde Formen. Die erkalteten Proben werden gehörig bezeichnet.

Nach *Markus* [1]) findet man den höchsten Silbergehalt im Werkblei an der am meisten abgekühlten Fläche, nämlich oben, den niedrigsten um den Mittelpunkt der Scheibe, und an den Rändern findet eine merkbare Silbercontraction statt. Im Allgemeinen bleibt die Vertheilung des Silbers in einem geschmolzenen — in ein aus guten Wärmeleitern bestehendes Gefäss eingegossenen und darin abkühlenden — reichen Bleie nicht gleichförmig; es geht eine Ausscheidung des Silbers vor. Diese findet im Verhältniss der Temperaturabnahme an den der Abkühlung am meisten ausgesetzten Flächen, nach dem Gesetze der Krystallisation reiner geschmolzener Metalle beim Uebergange aus dem flüssigen Zustande in den festen beim Abkühlen und wahrscheinlich unter dem Einflusse des electrischen Gegensatzes der Metalle und der Luft statt. Am zweckmässigsten geschieht das Ausschöpfen einer

[1]) *Markus*, Einfluss der Temperatur beim Schmelzen des Reichbleies auf die Vertheilung des Silbers. Oester. Zeitschr. 1854, p. 404. 1855, p. 44, 185.

kleinen Probemenge aus dem flüssigen, gut gemengten Blei gleich nach dem Eingiessen in eine Thonschaale oder in eine mit schlechten Wärmeleitern ausgeschlagene eiserne Schaale.

c) Granalienprobe. Diese wird jetzt in Freiberg beim Probenehmen von Brand- und Amalgamirsilber angewendet. Von der geschmolzenen, gut durchgerührten Masse wird ein Löffel voll ausgeschöpft und in ein am Besten aus Kupfer bestehendes Gefäss in Wasser ausgegossen, welches man stets umrührt. Bei zu starkem Rühren erfolgen hohle Granalien, auch wohl, wenn das Wasser kalt ist. Man schüttet deshalb am Besten die Legirung durch einen Besen in erwärmtes Wasser, welches in Ruhe bleibt. Die getrockneten Granalien nimmt man nicht gern zu fein, um nicht mechanische Verluste bei Zubereitung der Proben zu haben. Dieses Verfahren ist sehr gut, namentlich bei Legirungen von Silber und Kupfer.

Pag. 78. Pyrometrischer Wärmeeffect. *Scheerer* hat die Ansicht aufgestellt und zur Grundlage einer Theorie gemacht, dass jeder brennbare Körper nur im Maximum mit derjenigen Temperatur verbrennen könne, welche der zur vollständigen Verbrennung erforderlichen Sauerstoffmenge entspricht und modificirt durch die beigegebenen andern Gasarten auf das Verbrennungsproduct übergeht. Dieses ist nach *Heintz*, *Steinheil* und *Exter* [1]) in Bezug auf die Quantität der Wärme richtig, nicht aber in Bezug auf die Intensität oder den pyrometrischen Wärmeeffect, indem sich dieser innerhalb gewisser Grenzen beliebig erhöhen lässt, wenn man die Verbrennung unter einer höheren Pressung, als die atmosphärische effectuirt und dieselbe bei höherer Spannung des Heizraums continuirlich erhält. Man erreicht dies bei Flammöfen, wenn Luft und Gas mit einer grössern Pressung in den Feuerraum getrieben werden, als die Pressung in der Abzugsöffnung der Verbrennungsproducte ist. Da bei einer solchen Pressung in demselben Raume und in derselben Zeit die doppelte oder dreifache Gewichtsmenge eines brennbaren

[1]) Bgwfd. XVIII, 588. — Polyt. Centr. 1856, p. 1368.

Körpers vollständig verbrennt, so muss dieser Raum die doppelte oder dreifache Wärmemenge enthalten, die sich nach dem *Mariotte*'schen und *Gay-Lussac*'schen Gesetze, modificirt durch die *Dulong*'sche Bestimmung der specifischen Wärme bei constantem Volum, in der messbaren Pression der erhitzten Gasarten kund gibt. Danach ist die Annahme, Kohlenstoff verbrenne in Sauerstoff und atmosphärischer Luft mit keiner höhern Temperatur, als mit resp. 9873 und 2558° C. allgemein ausgesprochen, unrichtig, und sie wird nur richtig durch den Beisatz: bei atmosphärischer Spannung. Die Genannten haben auf Grund des Vorstehenden ein Privilegium auf Angabe eines Verfahrens zur Steigerung des pyrometrischen Wärmeeffects jedes Brennstoffes erhalten.

Pag. 117. Entschwefelung der Cokes mittelst Wasserdampfes. Auf den Burgker Eisenwerken in Sachsen fielen Versuche, Cokes mit Wasserdämpfen zu entschwefeln, günstig aus [1]). — Wichtige Notizen über neuere belgische, westphälische etc. Vercokungsöfen hat *Bluhme* [2]) gegeben.

Pag. 135. Feuerfeste Steine. Ueber die Fabrikation solcher Steine in Schottland hat *Gurlt* [3]) Notizen gegeben.

Pag. 139. Analyse einer Seifensiederasche von Heilbronn nach *Herth* [4]).

In Wasser lösliche Theile		= 1,938.
Kali	0,056	
Natron	0,648	
Chlornatrium	0,151	
Kohlensaure Erden	0,724	
Kieselsaure und organische Substanzen	0,359	
In Salzsäure lösliche Theile		= 69,731.
Kali	0,188	
Natron	0,279	
Schwefelsäure	0,456	

---

[1]) Bgwfd. XVII, 785.

[2]) B. u. h. Ztg. 1855, p. 219.

[3]) B. u. h. Ztg. 1855, p. 25. — Ueber die Passauer Thonwaaren vid.: Polyt. Centr. 1854, p. 1444.

[4]) *Erdm.*, J. LXIII, 51.

ıosphorsäure	1,144	
isenoxyd	2,186	
ıonerde	3,075	
ılk	29,511	
agnesia	5,656	
ɔhlensäure	22,666	
ɔhle	4,570	
Salzsäure unlöslich		= 29,003.
		100,672.

Pag. 141. Knochenmehl, Knochenasche, Beinche dient zuweilen als feuerfeste Unterlage beim Absiben des Werkbleies in dem englischen Treibofen [I a. 166); beim Feinbrennen des Silbers etc.

Dieses Material wird erhalten beim Weissbrennen der ıochen. Diese enthalten einen organischen Bestandtheil, n Knorpel (33—50 %), und einen unorganischen, die ıochenerde. Letztere besteht hauptsächlich aus phosıorsaurem ($\dot{C}a^3 \overset{...}{P}^3$) und kohlensaurem Kalk in ungleichen engen bei den verschiedenen Thierarten, gemengt mit ringen Quantitäten phosphorsaurer Magnesia und Fluorcalım. *Berzelius* fand in Ochsenknochen

Knorpelartigen Leim	33,30
Kalkerde gebunden an Kohlensäure	3,85
„ „ „ Phosphorsäure	55,45
„ „ „ Fluor	1,90
Phosphorsaure Magnesia	2,05
Natron mit wenig Chlornatrium	3,45
	100,00.

Barros fand beim Schaaf 80,0 phosphorsaure Kalkde auf 19,3 kohlensaure Kalkerde.

Nach dem Weissbrennen enthält der erdige Rückstand ch Substanzen, welche vorher nicht in den unorganiıen Bestandtheilen waren, wie z. B. schwefelsaures ıtron, gebildet aus dem Schwefelgehalt des Knorpels, d kohlensaures Alkali, ebenfalls aus dem Knorpel herhrend. Der Kalk hat grösstentheils seine Kohlensäure rloren.

Pag. [illegible]. [illegible]. In Kongsberg[1]) bedient man sich [illegible] eiserner Formen, welche durch den Wind [illegible] werden und diesen zugleich erhitzen. Ein [illegible] ist von *Jopling*[2]) angegeben. [illegible] schmiedeeiserne Wasserformen solchen aus Kupfer und Gusseisen vor, wenn man sehr stark erhitzten Wind anwenden will.

Pag. [illegible]. Wärmeverlust bei Schachtöfen. Ueber die bei der [illegible] verloren gehende Wärme hat [illegible][3]) Nachrichten gegeben.

Pag. [illegible]. Zweckmässige Traillenform. Die eisernen, mit einer starken Ausbauchung nach unten versehenen Traillen gestatten eine Ersparung an Brennmaterial, indem sie gleichsam einen Lufterhitzungsapparat zwischen sich bilden. In Schemnitz brauchte man beim Abrösten von Bleierzen im *Cramer*'schen Röstofen bei gewöhnlichen Roststäben pro Centner Erz 9,3952 Wien. Cbcfss., bei den bauchigen Roststäben 5,6991 Cbcfss. Holz. Die Harzer Treiböfen haben schon seit längerer Zeit solche bauchigen Roststäbe.

Pag. [illegible]. Stufen- oder Treppenroste[5]) haben sich für Braunkohlen an verschiedenen Orten sehr anwendbar erwiesen. Zu Breitenbrunn bei Johann-Georgenstadt hat man Probiröfen mit Treppenrost für Braunkohlfeuerung vorgerichtet.

Pag. [illegible]. Rauchcondensation. *Patera*[6]) hat versucht, chemische Agentien, z. B. schweflige Säure, salpetrige Säure etc., zur Condensation des silberhaltigen Rauches anzuwenden. — *Dufrenoy* und *Elie de Beaumont*[7]) berichten über die in Südwales angestellten Versuche, um die bei der Verarbeitung der Erze sich entwickelnden

---

[1]) *Herter* in B. u. h. Ztg. 1855. p. 105.
[2]) Polyt. Centr. 1855. p. 554.
[3]) B. u. h. Ztg. 1855, p. 199.
[4]) *Dingl.*, XCVII, 39.
[5]) Bgwfd. XVII, 668. B. u. h. Ztg. 1854. p. 297. Oester. Zeitschr. 1855, p. 160, 167.
[6]) Bgwfd. XVII, 547. — Oester. Zeitschr. 1854, p. 258, 310.
[7]) *Karst.*, Arch. 1. R. XIII, 174.

Dämpfe zu verdichten. — *Williams* [1]), über den Rauch der Kupferhütten, dessen Einfluss auf den Gesundheitszustand der Umgegend etc. — Nach *Marsilly* [2]) wendet man zur Condensation von schwefliger Säure am besten Wasser und Kalk, für salpetrige Säure Wasser und für salzsaures Gas mit Wasser feucht erhaltene und mit Kalk überstreute Cokes an; nach *Höring* zur Condensation des Treibrauches essigsaure Dämpfe.

Pag. 187. Continuirliches Handgebläse. *Vogel* [3]) wendet einen zweckmässig construirten Doppelbalg mit Reservoir, dessen Düse in einen Thonofen von 7″ Durchmesser mündet, zur Hervorbringung der höchsten Temperaturen an. Der Apparat ist transportabel und nimmt wenig Raum ein.

Pag. 198. Trocknen feuchter Gebläseluft. Man hat vorgeschlagen, feuchte Gebläseluft durch Chlorcalcium zu trocknen [4]).

Pag. 203. Aichung und Wägung der Gebläseluft. *v. Schwind* [5]) hat ein einfach construirtes Aichmaass oder vielmehr einen Rechenschieber mit Anwendung auf Gebläseluftberechnungen erfunden, durch welchen man die Leistung eines Gebläses zu jeder Zeit leicht bestimmen kann.

Pag. 219. Analysen von Stabeisen. Nach *Grundmann* enthält Stabeisen aus Märker Kohleneisenstein

Fe.	C.	P.	S.	Erd.-Subst.
97,00	Nicht best.	Spr.	Spr.	2,21.

Die erdigen Substanzen enthielten

$\dddot{S}i$	$\dddot{\bar{A}}l$	$\dot{C}a$	$\dot{M}g$	$\dot{K}$
0,67	0,43	0,93	0,01	0,17 = 2,21 %.

Pag. 220. Bildung des haarförmigen Kupfers in Kupfersteinen. Nach *Plattner* [6]) besteht reicher

[1]) Mining Journal 1854, p. 795. Preuss. Zeitschr. 1855, Bd. III, Hft. 1, p. XXIV.
[2]) Ann. d. min. 5. sér. VI, 100.
[3]) Polyt. Centr. 1855, p. 1014.
[4]) B. u. h. Ztg. 1846, p. 768.
[5]) Oester. Jahrb. von *Kraus* 1855, p. 1.
[6]) B. u. h. Ztg. 1855, p. 143.

Kupferstein aus $n\,\dot{\text{G}}\text{u}\,\dot{\text{F}}\text{e}$, mittelreicher aus $\dot{\text{G}}\text{u}\,\dot{\text{F}}\text{e}$ und armer aus

Kupferstein	$n\,\dot{\text{G}}\text{u}\,\dot{\text{F}}\text{e}$ mit	in unbestimmten Verhältnissen,
Rohstein	$\dot{\bar{\text{F}}}\text{e}\,\dot{\text{F}}\text{e}$	

also aus $n(\dot{\text{G}}\text{u}\,\dot{\bar{\text{F}}}\text{e})\,\dot{\text{F}}\text{e}$, oder aus

Kupferstein	$\dot{\text{G}}\text{u}\,\dot{\text{F}}\text{e}$ mit	in unbestimmten Verhältnissen,
Rohstein	$\dot{\bar{\text{F}}}\text{e}\,\dot{\text{F}}\text{e}$	

und danach aus $(\dot{\text{G}}\text{u}, \dot{\bar{\text{F}}}\text{e})\,\dot{\text{F}}\text{e}$.

Beim langsamen Erkalten lässt der bläulich schwarze Kupferstein, welcher $n\,\dot{\text{G}}\text{u}\,\dot{\text{F}}\text{e}$ enthält, einen kleinen Theil Kupfer fahren, welchen er beim Schmelzen aufgenommen hat. Die Ursache davon liegt wahrscheinlich darin, dass während des Schmelzens des Kupfersteines das $\dot{\text{F}}\text{e}$ einen Theil seines Schwefelgehaltes an das Kupfer abgibt, dieses in $\dot{\text{G}}\text{u}$ verwandelt wird und das $\dot{\text{F}}\text{e}$ selbst in $\dot{\bar{\text{F}}}\text{e}$ übergeht, so dass dabei eine Verbindung von $\dot{\text{G}}\text{u}\,\dot{\bar{\text{F}}}\text{e}$ entsteht, die im flüssigen Zustande bei einem gewissen Temperaturgrade, so wie beim schnellen Erkalten sich nicht verändert. Erfolgt jedoch die Abkühlung langsam, so geht in Folge der Verwandtschaft des $\dot{\text{G}}\text{u}$ zum $\dot{\text{F}}\text{e}$ das $\dot{\bar{\text{F}}}\text{e}$ auf Kosten des $\dot{\text{G}}\text{u}$ wieder in $\dot{\text{F}}\text{e}$ über und die dabei frei werdenden metallischen Kupfertheile werden, während die ursprüngliche wieder hergestellte Verbindung von $\dot{\text{G}}\text{u}\,\dot{\text{F}}\text{e}$ sich nach Aussen zusammenzieht, in die dabei entstehenden Höhlungen gedrängt, wodurch haarförmige Bildungen entstehen.

Auf dieselbe Weise, wie das haarförmige Kupfer, dürfte das haarförmige Silber entstanden sein, welches *Scheerer* [1]) in der Nähe von Schwefelmetallen in der Heerdmasse eines Freiberger Flammofens fand. Das *Bischoff*sche Experiment (Bd. I. p. 19), durch Wasserdämpfe bei höherer Temperatur aus Schwefelsilber Draht und haar-

[1]) B. u. h. Ztg. 1855, p. 303.

förmiges metallisches Silber darzustellen, dürfte wohl zur Erklärung des vorliegenden Falles weniger anwendbar sein.

Pag. 250.. Analysen von Speisen, beim Verschmelzen von Fahlerzen gefallen, nach *A. Hauch*[1]).

	Au	Ag	Cu	Ni	Co	Bi	Pb	Fe	Sb	As	S
I	0,0569	0,36	12,99	1,40	0,09	1,26	0,09	12,63	60,00	7,42	2,04
II	—	0,026	13,52	—	—	—	—	75,74	7,36	2,66	Spr.
III	—	0,030	41,18	0,09	0,04	—	0,69	35,41	10,79	6,10	2,60

I von Altwasser, II von Altgebirg, III von Altgebirg bei Neusohl.

Pag. 254. Roheisenanalysen. *Gurlt* hat nachstehende Analysen von Roheisen ausgeführt, welche zu Gartsherrie in Schottland aus Blackband, rohen Steinkohlen und Zuschlagskalk aus der Steinkohlenformation bei verschiedenen Temperaturen erblasen ist:

	1	2	3	4	5
C chem. geb.	1,347	1,021	1,793	1,925	2,451
Graphit	3,156	2,641	2,110	1,051	0,877
Si	2,721	3,061	2,165	1,895	1,124
S	1,267	1,139	1,480	1,614	2,516
P	0,842	0,928	1,171	1,311	0,918
Fe	88,983	90,236	89,314	91,368	89,863
Mn	2,401	0,834	1,596	0,571	2,715
Summa	100,717	99,760	99,629	100,235	99,459

1) Sehr graues Eisen mit grossen Graphitblättchen. 2) Graues Eisen mit vielen, aber kleinen Graphitblättchen. 3) Halbirtes Eisen. 4) Desgl. 5) Weisses Eisen mit strahlig krystallinischem Bruche. Nr. 1 und 2 sind Fe^8C, die drei übrigen Gemenge von Fe^8C und Fe^4C.

Ueber die Umänderungen, welche Stabeisen, Stahl und Roheisen durch Temperaturwechsel erleiden, gibt *Hausmann's*[2]) Abhandlung: „Ueber die durch Molekularbewegungen in starren leblosen Körpern bewirkten Formveränderungen" wichtige Aufschlüsse.

In dem Gestellraum eines Eisenhohofens zu Teschen kam würfelförmiges, gestricktes Eisen in Schlacken mit Titan vor[3]).

Pag. 257. Bleioxyd. Nach *Hausmann* (Band III a. pag. 149) krystallisirt das Bleioxyd orthorhombisch. Das-

[1]) Oester. Zeitschr. 1855, p. 391.

[2]) Nachrichten d. K. Gesellsch. d. Wissensch. zu Götting. 1855, Nr. 11.

[3]) Jhrb. d. k. k. geol. Reichsanst. 1850, p. 151. *Leonh.*, Jhrb. 1854, p. 187.

selbe absorbirt nach *Levol* [1]) unter dem Einfluss einer Base, der Feuchtigkeit und des Lichtes Sauerstoff aus der Luft und verwandelt sich in Mennige, z. B. das von einer Kapelle aufgesogene Bleioxyd.

Pag. 260. Entstehung zinkischer Ofenbrüche. Nach *Plattner* [2]) entstehen zinkische Ofenbrüche ($\dot{Z}n$) auf die Weise, dass der im Schmelzraume gebildete Schwefelkohlenstoff mit Zinkdämpfen im Ofenschachte emporsteigt und durch die Gebläseluft in schweflige Säure und Kohlensäure zerlegt wird. In Berührung mit Kohle verwandeln sich diese Gase in Kohlenoxydgas und Schwefeldampf, welcher letztere mit den Zinkdämpfen Schwefelzink bildet. Der Gehalt an Schwefeleisen in Ofenbrüchen lässt sich dadurch erklären, dass, wenn man Schwefeldämpfe über schmelzendes oder schwach erweichtes Schwefeleisen streichen lässt, geringe Mengen von letzterem mit fortgenommen werden.

Pag. 264. Magneteisen als Ofenbruch. *Scheerer* [3]) fand im Heerde eines Freiberger Rohflammofens zahlreiche Krystalle von Magneteisen, deren Entstehungsweise erklärt wird.

Pag. 264. Zinkische Ofenbrüche der Eisenhohöfen. Ein zinkischer Ofenbruch von *Seraing* bestand nach *Coste* [4]) aus:

$\dot{Z}n$	$\dddot{F}e$	$\dot{P}b$	Erden.
70,0	2,0	9,0	19,0.

Solche Ofenbrüche finden sich zuweilen krystallisirt in hexagonalen Prismen, theils mit hexagonalen, theils mit dihexagonalen Pyramidoedern zugespitzt und mit der Basis abgestumpft, ähnlich dem Beryll [5]).

Nach *Krämer* (Pharm. Centr. 1854 p. 775) enthielt ein Gichtschwamm von Steeger Hütte bei Kirchen vom Verschmelzen eines blendigen Spatheisensteins

$\dot{Z}n$	$\dot{P}b$	Kohl. Rckstd.
89,14	8,43	1,57.

---

[1]) *Erdm.*, J. f. pr. Ch. LXIV, 312.
[2]) B. u. h. Ztg. 1855, p. 128.
[3]) B. u. h. Ztg. 1855, p. 111, 128.
[4]) *Valerius*, Roheisenfabrikation. Deutsch v. *Hartmann* 1851, p 406.
[5]) B. u. h. Ztg. 1855, p. 128.

Pag. 269. Eisenasbest. *Neumann*[1]) fand fasrige Kieselerde an dem Lehmbeschlag einer grossen Gusseisenpfanne nach erfolgtem Ausleeren derselben. Dieselbe hat sich wahrscheinlich durch Oxydation des Siliciums im Gusseisen bei Einwirkung der aus dem feuchten Lehm rapid entweichenden Wasserdämpfe gebildet. Auch fand sich dieselbe in Schöpfheerden.

Pag. 271. Krystallisirter Manganglanz wurde in einer Ofensauen der Königshütte von *Schwarz* und *Schnabel*[2]) gefunden.

Pag. 285. Bildung krystallisirter Schlacken nach *Plattner*[3]). Wenn angenommen werden kann, dass zu den Bedingungen, unter welchen eine Schlacke krystallinisch wird oder Krystalle ausscheidet, auch die gehört, dass die flüssige Schlacke in grösserer Masse, ohne in Bewegung zu sein, langsam erkalte, damit sie, nach dem Erstarren an der ganzen Oberfläche, in der Mitte noch längere Zeit bei einem Temperaturgrade flüssig bleibt, welcher etwas höher ist, als der, bei welchem sie fest wird; man dabei auch berücksichtigt, dass die äussere feste Rinde einen Raum einschliesst, welchen die noch vorhandene flüssige Schlacke, da sich dieselbe in der Regel zusammenzieht, später im festen Zustande nicht mehr vollständig auszufüllen vermag —: so kann es nicht befremden, wenn sich die Krystalle hauptsächlich nur nach der Mitte zu in Höhlungen (Drusenräumen) wie aufgewachsen finden. Ist nun die Schlacke von einer solchen Zusammensetzung, dass sie geneigt ist, bei einem gewissen Temperaturgrade Krystalle auszuscheiden, so schwimmen diese nach ihrer Bildung (wahrscheinlich noch im weichen Zustande) in dem andern Theil der Schlacke, der noch flüssig ist, werden aber durch Contraction der von aussen nach innen nach und nach erstarrenden Schlacke nach der Mitte gedrängt und treten, nachdem in der Mitte an einer oder mehreren

---

[1]) *Kraus*, österr. Jahrb. 1855, p. 450.
[2]) Verhandl. des naturhist. Vereins der preuss. Rheinlande u. Westphalen. 11. Jahrg. 1854, p. 450.
[3]) B. u. h. Ztg. 1855, p. 159.

[illegible] in Folge [illegible] Raumes, ein Zerreissen der [illegible] krystallisirten Schlacken stattfindet, in die dadurch [illegible] Räume [illegible], dass sie mit den Begränzungsflächen [illegible] in [illegible] bleiben.

[illegible] eine [illegible] Ausscheidung von Krystallen jedoch nur [illegible] [illegible] [illegible] [illegible] auch an der Seite, je nachdem die Räume [illegible] gemacht sind, stattfindet, indem [illegible] Krystalle, welche sich an der untern Seite bilden, wegen ihres [illegible] gleichen specif. Gewichtes mit der andern Schlacke nicht herausgeschoben werden, sondern [illegible] [illegible] in [illegible] vergraben bleiben, — so bildet die untere Seite der betreffenden Höhlung auch entweder nur eine [illegible] Fläche, oder sie erscheint blos krystallinisch, zuweilen mit erhabenen Zeichnungen.

Diese Erscheinungen kann man oft sehr gut beobachten bei eisenoxydulreichen Schlacken, welche aus Singulosilicaten oder aus Singulo- und Bisilicaten bestehen, wie sie beim Frischen des Roheisens in Heerden und Puddelöfen, beim Schweissen des gefrischten Eisens in Schweissöfen, beim Verschmelzen kiesiger, zum Theil gerösteter Blei- und Kupfererze auf Roh- und resp. Kupferstein in Flammöfen und bei ähnlichen andern Arbeiten fallen, desgleichen auch bei Eisenhohofenschlacken, welche hauptsächlich aus Erdensilicaten bestehen, aber in Folge eines Gehaltes an Manganoxydul etc. gefärbt und weder durchsichtig, noch durchscheinend sind.

Anders verhält es sich mit solchen Eisenhohofenschlacken, die nach dem Erstarren eine vollkommen glasige und mehr oder weniger durchsichtige Masse bilden. In diesen findet man zuweilen ausgebildete Krystalle schwimmen, d. h. mit der glasigen Masse vollständig umgeben. Da nun diese Krystalle in der Regel ein mattes Ansehen haben und auch anders gefärbt sind, als die glasige durchsichtige oder durchscheinende Schlacke, so treten sie oft auch sehr deutlich hervor.

Nach *von Leonhardt* [1]) gehören Raum, Ruhe, Freiheit

---

[1]) *Leonhardt's* Jahrb. f. Mineral. etc. 1855, p. 130, Hft. 2.

der Bewegung in geschützten Weitungen und sehr allmähliges Erkalten für die zu regelrechtem Ganzen sich ordnenden Massentheilchen zu den vorzugsweise wichtigen Bedingungen, zu den nothwendigsten Erfordernissen, um wohlausgebildete Krystalle zu erhalten. Unwandelbaren Gesetzen sind diese Hergänge unterworfen, und je allmähliger die Zurückführung des Feurigflüssigen ins Starre, je weniger gehemmt durch Zustände der Umgebung, desto mehr werden Krystallisirungen begünstigt. (Es wird eine Menge erläuternder Beispiele gegeben.)

Pag. 308. Schweissofenschlacken. Eine Schweissofenschlacke von Althütten in Böhmen hatte folgende Zusammensetzung [1]):

$\dot{F}e$	$\bar{\bar{A}}l$	$\bar{\bar{S}}i$
59,97	4,88	35,15

Pag. 308. Puddelschlacken. *Feistmantl* [2]) fand Schlacken vom Schlackenpuddeln zu Rostock im Bezirke Rakonitz zusammengesetzt aus:

	$\bar{\bar{S}}i$	$\bar{\bar{A}}l$	$\dot{F}e$	$\dot{C}a$	$\dot{M}g$
1.	8,96	9,89	60,49	13,25	7,40
2.	18,403	6,023	65,075	5,173	4,915
3.	18,597	2,504	76,455	1,252	1,189.

1) Tafelartige Krystalle aus Blasenräumen an der obersten Stelle des Schlackenheerdes. 2) Fester Schlackenboden darunter. 3) Schlackenboden, wie er während der Arbeit im flüssigen Zustande war.

Pag. 310. Eisenhohofenschlacken. *Scheerer* [3]) über die Krystallform und chemische Zusammensetzung einiger Eisenhohofenschlacken von Russkberg im Banater Grenzbezirke.

Nach *Bischof* [4]) findet das seltene Vorkommen von krystallisirten Schlacken im Vergleiche zu den glasigen, besonders beim Eisenhohofenprozesse, andere bekannte wesentliche Bedingungen abgerechnet, sehr wahrscheinlich

---

1) B. u. h. Ztg. 1849, p. 656. — *Leonh.*, Jahrb. 1855, p. 144.

2) *Leonhardt's* Jahrb. 1855, p. 148.

3) Ann. d. Chem. und Pharm. XCIV, 79.

4) *Leonhardt's* Jahrb. 1855, p. 129.

[illegible] jener Bildu- [illegible] erforderlich [illegible] [illegible]acken. wenn [illegible] [illegible]zugesetzten [illegible] Schlacken. [illegible] practischen [illegible] [illegible]erde von den [illegible] zu verschlacken. [illegible] [illegible] in noch [illegible] [illegible]stehen ge- [illegible] und scharf zu- [illegible]

[illegible] Steinkohlenhoh- [illegible] welcher Roth- [illegible] [illegible]schlag ver- [illegible]

[illegible]			und Verlust
[illegible]		[illegible]	1.50.
[illegible]		[illegible]	0.4.

[illegible] laufende strahlige [illegible] entsprechend der Zu- [illegible]

[illegible] = [illegible] Si + Äl Si.

Zweiter Band.

I. Blei.

[illegible] Bleiproben. Die [illegible] bedingt [illegible] Flüchtigkeit des Bleies.

[illegible] Substanzen, welche sich mit dem Blei legiren.

a. [illegible]

[illegible] Substanzen, welche das Blei unter Bildung [illegible] zur Verschlackung disponiren, z. B. [illegible]

*) Ann. d. Chem. u. Pharm. XCIV. 348.

Das Kupfer reducirt sich theilweise mit dem Blei und zwar um so weniger, je mehr Schwefel vorhanden ist, wo dann dasselbe als Schwefelsalz in der Schlacke zurückgehalten wird. Den Kupfergehalt des erfolgten Bleikornes kann man auf trocknem Wege nicht genau ermitteln, da das Gaarmachen nur annähernde Resultate liefert. Bei 1—5% Kupfer im Bleiglanz geht dasselbe fast ganz in die Schlacke.

Gold und Silber gehen fast vollständig ins Blei. Beträgt der Gehalt davon mehr als 1%, so bestimmt man sie für sich und zieht ihr Gewicht von dem des Bleies ab.

Zink bleibt theilweise beim Blei, besonders bei armen, sehr zinkischen Erzen. Bei vorheriger Röstung der Erze oder einem starken Zuschlag von schwarzem Fluss und etwas Borax gibt die Freiberger Probirmethode genügende Resultate.

Arsen legirt sich mit dem Blei und disponirt dasselbe auch unter Bildung eines Schwefelsalzes $(\dot{\mathrm{P}}\mathrm{b}, \dot{\mathrm{C}}\mathrm{u})\, \dddot{\bar{\mathrm{A}}}\mathrm{s}$ zur Verschlackung. Letzteres wird durch Eisen nicht vollständig zerlegt, obgleich sich das Eisen leichter mit Arsen verbindet, als das Blei. Arsenhaltige Erze werden vor dem Beschicken geröstet oder, bei Mangel an Schwefel, in einer bedeckten Tute unter der Muffel schwach geglüht, wobei viel Arsen wegraucht.

Antimon ist vom Blei noch schwieriger, als Arsen, zu trennen. Dasselbe geht theils ins Bleikorn, theils mit Blei in die Schlacke, wenn gleichzeitig Schwefel zur Bildung eines Schwefelsalzes vorhanden ist. Da bei der Leichtschmelzigkeit antimonhaltiger Substanzen eine Röstung schwierig ist, so gibt der nasse Weg nur allein gute Resultate. Die Harzer Methode ist in diesem Falle besser, als die Freiberger, jedoch auch schlecht genug. Man hilft sich in Freiberg wohl dadurch, dass man mit schwarzem Fluss und Kohle ohne Eisen ein antimonhaltiges Bleikorn darstellt und ein erfahrungsmässiges Remedium von 10—15% abzieht.

Sind im Bleierze Substanzen vorhanden, welche das Blei zu gleicher Zeit legiren und zur Verschlackung disponiren, z. B. neben Cu und Zn auch As, Sb und S, so

Man soll den trocknen Weg gar nicht mehr anwenden, z. B. bei Schwefelzink, bei Gemengen von Bleiglanz und Fahlerzen etc.

Pag. 3. Potaschenprobe. Statt der Potaschenprobe hat man zu Tarnowitz neuerdings die Freiberger Bleiprobe angewandt. Man erhielt mit schwarzem Fluss und 10—15%, Eisen 6—8% Blei mehr, als nach der Potaschenprobe.

Pag. 4. Freiberger Bleiprobe mit schwarzem Fluss und Eisen. Diese Probe gibt für reine Bleiglanze ein ziemlich genaues Resultat, indem man z. B. von Bleiglanz mit 86,5% Blei an 84,85% Blei ausbringt. Bei unreinen Erzen kann der Bleiverlust auf 10% und mehr steigen. Von reineren Bleierzen beschickt man 1 Probircentner = 3,75 Grm. = 0,75 Pfundtheilen des Landesgewichtes (1 Pfdthl. Civilgewicht = 5 Gramm, 1 Pfdthl. Probirgewicht = 0,375 Milligr.) mit 3 Ctr. schwarzem Fluss (2½ Weinstein und 1 Salpeter) oder einem Gemenge von 2½—3 Ctr. Potasche und Mehl (auf 100 Potasche 15—20 Mehl). Das Erz thut man zu unterst, in die Tute, darauf 10—40 Pfd. Eisendraht, in ¼—⅜" langen und 2—2½"' dicken Stücken, darauf den Fluss und zu oberst etwa 1 Centner Kochsalz, auf welches noch ein Stückchen Kohle gelegt wird. Enthält das Erz viel basische Gangarten, so wird noch Borax (bis 40%) zugeschlagen; Schwerspath und Flussspath schmelzen ohne denselben. Auch bei einem bedeutenden Kieselerdegehalt setzt man Borax zu. Erze, welche metallische Gangarten (Schwefelkies, Kupferkies, Arsenkies, Blende etc.) enthalten, werden zuvor auf einem Scherben, auf welchen man mit einem Borstenpinsel in Wasser aufgeschwemmten Röthel ganz dünn aufgetragen hat, schwach geröstet oder in einer bedeckten Tute mässig geglüht dann wie oben bei Zuschlag von etwas Borax und weniger Eisen beschickt. Ist viel Borax (25—40%) erforderlich, so bringt man denselben wegen des Aufblähens über den Fluss, bei 10—15% gleich aufs Erz. Das Schmelzen geschieht im Windofen, indem man die Tuten auf Untersätze (Käse) stellt, oder unter der Muffel ½ Stunde lang. Bei Benutzung der Muffel

legt man vor die Tuten bis etwa an ihre Mitte glühende Kohlen; im Windofen gibt man einmal Kohlen bis über die Tutenhöhe auf, zündet diese von oben an und lässt dieselben niedergehen, worauf die Proben herausgenommen werden. Die vom Eisen getrennten Bleikönige werden zur Entfernung des Schwefeleisens dünn ausgeplattet, dann zusammengerollt und gewogen. Man wiegt bis auf 1 Pfd. aus und gibt den Gehalt nur nach vollen 5 Pfunden an. Schlacken, in denen sich noch $\frac{1}{4}$—$\frac{1}{2}$ Pfd. Blei nachweisen lässt, beschickt man mit 20—40 % Borax und 5—10 Pfd. Eisen, unter Zufügung einer gewogenen Menge Silber, und setzt bei sehr reichen Schlacken wohl noch Kohlenpulver zu; die Producte der Treibarbeit ausser schwarzem Fluss mit 20 Pfd. Kohle, 5—10 Pfd. Eisen und bei Heerd auch mit Borax etc.

Ein Windofen für 10 Bleiproben hat 15″ Höhe bis zu dem aus 7 Stäben gebildeten Rost, 14$\frac{1}{4}$″ Länge und 11$\frac{1}{8}$″ Breite; auf den Rost kommt ein mit Kohle überkleideter Ziegelstein von 2$\frac{1}{2}$″ Höhe, 5″ Breite und 9$\frac{1}{2}$″ Länge, darauf die 3$\frac{3}{4}$″ hohen Bleituten, dann etwa 7″ hoch Kohlen und dann bleibt noch 1$\frac{3}{4}$″ leerer Raum. Zuführung von künstlichem Zug ist nicht erforderlich. Die zum Aschenfall führende Oeffnung liegt 6″ unter dem Roste und ist 6$\frac{1}{2}$″ weit und 6″ hoch.

Neuerdings hat man in Freiberg auch Windöfen mit Steinkohlenfeuerung [1]) hergestellt. Sie haben eine den Steinkohlen-Muffelöfen ähnliche Construction, nur mit dem Unterschiede, dass die Muffel fehlt und statt ihrer ein Boden oder Heerd aus feuerfesten Thonplatten eingesetzt ist. Dieser steht vorn, hinten und an den Seiten etwa 2″ vom Gemäuer ab und befindet sich an derselben Stelle, wo sonst der Muffelboden. Die Esse ist an der früheren Stelle geblieben, die Einsatzöffnung aber, des leichtern Einbringens der Tuten wegen, weiter und höher, als bei den Muffelöfen.

Pag. 8. Unterharzer Bleiprobe. Das Rösten bei

---

[1]) *Plattner* im Freiberger Jahrbuch 1842, p. 1. — *Bodemann's*, Probirkst. 1845, p. 31.

[illegible] in folgender Weise ausgeführt: 2 Ctnr. [illegible] werden in einem mit Kreide ausgestrichenen [illegible] schwacher Rothgluth erhitzt, nach [illegible] Ofen genommen, dann wieder [illegible] Umdrehen des Scherbens bei [illegible] Hitze geröstet. Dann nimmt man [illegible] aus dem Ofen, lässt sie erkalten, [illegible] und röstet wieder ½ Stunde, [illegible] genommen, in noch glühendem [illegible] versehen und wieder in starke [illegible] Das Aufreiben und Abbrennen [illegible] wiederholt und nachdem [illegible] fortwährend einer starken [illegible] der Muffelmündung ausgesetzt [illegible] keine schwefligsauern Dämpfe mehr [illegible] als beendigt angesehen. Dieselbe [illegible] mehr oder weniger vollständigen Röstung [illegible] bis 12 Stunden.

Pag. [illegible] Freiberger und Oberharzer Muffelöfen. [illegible] Freiberger Muffelöfen mit Steinkohlen [illegible] die meiste Hitze erhält und die [illegible] ist dies bei den Harzer Holzkohlen[illegible] das Gegentheil: durch die durch [illegible] kalte Luft wird der Muffel[illegible] während die mit glühenden Kohlen [illegible] stärkste Wärme ausstrahlt. Aus diesem [illegible] die Proben, welche eine hohe Temperatur [illegible] z. B. die Gaarkupferprobe auf dem Scherben, [illegible] Kobalt- und Nickelprobe etc., sicherer in einem Muffel[illegible] mit Steinkohlenfeuerung ausführen.

Man hilft sich bei Holzkohlenöfen wohl dadurch, dass man die Scherben in der Muffel mit glühenden Kohlen umlegt oder die Probe zwischen den glühenden Kohlen im Raum unter der Muffel ausführt.

Zu Breitenbrunn bei Johann Georgenstadt sind Probiröfen mit Treppenrost für Braunkohlenfeuerung in Anwendung.

Pag. 11. Bleiproben mittelst titrirter Flüssigkeiten. Diese Proben haben noch nicht diejenige Ein-

fachheit und Vollkommenheit erreicht, dass sie statt der trocknen Probe beim Hüttenbetriebe einzuführen wären.

Die Genauigkeit der *Streng*'schen Methode wird durch den Umstand mehr oder weniger beeinträchtigt, dass die Stärkelösung reducirend auf das chromsaure Kali [1]) und ein Luftgehalt des Wassers auf das Zinnchlorür [2]) einwirkt. Bei verschiedener Verdünnung der Probelösung variiren die Reactionen [3]).

Mohr [4]) gibt der *Hempel*'schen Methode den Vorzug vor der *Schwarz*'schen (Bd. II, p. 12). Erstere besteht darin, das Blei aus seiner neutralen Lösung durch kleesaures Ammoniak zu fällen, die Kleesäure aus dem gebildeten kleesauren Bleioxyd durch Schwefelsäure auszuscheiden und den Gehalt an Kleesäure durch eine titrirte Chamäleonlösung zu bestimmen. Aus dem Gehalt an Kleesäure ergibt sich der Gehalt an Bleioxyd in dem neutralen kleesauren Bleioxyd.

Pag. 12. Nach *Casselmann* [5]) ist die Titrirmethode von *Streng* bei nicht sehr concentrirten Lösungen deshalb unanwendbar, weil dann die Chromsäure durch schweflige Säure nicht reducirt wird, sondern beide neben einander bestehen, desgleichen auch Jodwasserstoff und Chromsäure, ohne auf einander zu wirken.

Pag. 24. Bleiberger Bleischmelzmanipulation. *Bauer* hat in *Kraus* österr. Jahrb. 1855 eine Beschreibung der gegenwärtig neu eingeführten Schmelzmethode im nordamerikanischen Bleiheerd und eine Darstellung der Resultate im Vergleiche zu der bestandenen und noch bestehenden Schmelzmethode gegeben.

Pag. 21, 124. Raffination von Antimonblei (Hartblei). Nach *Pontifex* und *Glassford* [6]) lässt sich aus Hartblei Weichblei und ein antimonreiches Blei auf

---

[1]) *Mohr*, Lehrbuch d. chem. analyt. Titrirmethode. Braunschweig 1855, p. 257.
[2]) *Pogg.*, Ann. XCVI, p. 332.
[3]) Ann. d. Chem. u. Pharm. XCVI, 129.
[4]) *Mohr*, c. l., p. 197.
[5]) Ann. d. Chem u. Pharm. XCVI, 129.
[6]) Polyt. Centr. 1855, p. 618.

nachstehende Weise gewinnen: Das Hartblei mit 3 bis 15 % Sb wird auf dem aus einer gusseisernen Pfanne bestehenden Heerd eines Flammofens eingeschmolzen, die gebildete Kruste abgezogen und auf die Oberfläche des Metallbades eine Mischung aus 3 Natronsalpeter, 4 calcinirter Soda und 4 gebranntem Kalk gleichmässig gestreut. Dann schliesst man einige Zeit die Ofenthüren, öffnet aber zuweilen, um zu beobachten, ob sich eine bräunliche Kruste von schlackiger Beschaffenheit auf dem Bleie zeigt, was gewöhnlich nach 10—20 Min. der Fall ist. Man schliesst dann die Thüren wieder, gibt frisches Brennmaterial auf, zieht, wenn der Rauch verschwunden ist und das Feuer hell brennt, die Kruste ab und streut eine neue Portion des Gemisches auf, was so oft wiederholt wird, bis eine genommene Bleiprobe sich dehnbar zeigt.

In 24 Stunden werden 9—10 Tonnen Blei mit etwa 55 Pfd. Kalkmischung behandelt. Bei antimonarmem Blei kann der Salpeterzusatz wegbleiben und man braucht dann in 24 Minuten 40—60 Pfd. Mischung.

Der Abzug wird in einem Schachtofen reducirt, das davon erfolgende antimonreiche Blei in einem eisernen Kessel eingeschmolzen und bis zu einem gewissen Grade abgekühlt, wobei sehr antimonreiches Blei auskrystallisirt, welches, wie beim *Pattinson*'schen Prozess, mit einem durchlöcherten Löffel ausgeschöpft wird. Dasselbe geht als Antimonblei in den Handel, und die flüssige reinere Legirung wird wieder mit Kalkmischung behandelt.

Pag. 97. Die Construction der Schmelzöfen rücksichtlich des Bleiabganges.

Hüttenmeister *Vogl* hat durch eine zweckmässige Construction der Schmelzöfen (Bd. III. 1. Taf. III. Fig. 51, 52) zu Joachimsthal (Bd. III. 1. pag. 75, 82) den Bleiverlust bei Versuchen auf ein Minimum heruntergebracht. Die bei den Versuchen erhaltenen sehr günstigen Resultate haben sich bei einer grössern Schmelzcampagne vollständig bewährt [1]) und es ist dabei der hüttenmännische Grundsatz bestätigt worden: „wenn wenig Blei verbrennt, ist auch der Silberabgang gering."

[1]) B. u. h. Ztg. 1855, p. 243.

Als wesentliche Momente, welche ein möglichst grosses Ausbringen des zur Verflüchtigung und Verschlackung so sehr geneigten Bleies bei wie immer gearteten Geschicken bedingen, müssen mit Ausnahme einer zweckmässigen Gattirung und Beschickung und einer zweckmässigen Leitung des ganzen Schmelzprocesses bezeichnet werden:

1) eine grosse Tiefe des Ofens, damit auf einem möglichst langen Wege bis zur Schlackenspur Blei und Stein Gelegenheit haben, sich von der Schlacke zu separiren.

2) eine grosse Breite an der Brandmauer.

3) eine geringe Pressung und Quantität des Windes. Je strengflüssiger die Erze sind und je mehr es im Interesse liegt, auch an Brennmaterial zu sparen, desto mehr Wind und Pressung muss man geben.

4) eine grosse Höhe des Ofens, um eine genügende Decke zu bilden.

5) ein möglichst stark markirter Unterschied zwischen dem Ofenschacht, der möglichst eng sein soll, und dem weiteren Schmelzraume. Ersterer muss über letzterem jäh verengt werden. Es wird alsdann die Hitze im Schmelzraume concentrirt und der obere Theil des Ofens behuf Condensation der Bleidämpfe kühl gehalten, welche, wenn sie einmal im Zuge sind, sich durch keine noch so hohe Ofensäule und durch keine noch so niedrige Temperatur mehr aufhalten lassen.

Sobald diese fünf Bedingungen nicht erfüllt werden, so gibt sich dies durch eine mit viel Bleiverlust verbundene flammende Gicht zu erkennen. Die Gichtgase müssen so kühl entweichen, dass man es, wenn der Ofen auf $^2/_3$ niedergegangen ist, mit den Händen über der Gicht aushalten kann. So wie für das Eisen in der Hauptsache die gleichen Gesetze der Ofenconstruction gelten, so gibt es für Bleiöfen auch nur eine Construction, welche je nach Lokal- und Manipulationsverhältnissen nur geringen Veränderungen unterworfen sein kann. Bilden sich z. B. leicht Sumpfansätze, so darf man den Ofen nicht wohl 4′ 8″ tief machen, wofür aber auch dem oberen Theile eine geringere Tiefe gegeben werden kann.

Nach *Markus* [1]) stellte sich in Betreff des Joachimsthaler Schmelzprocesses heraus, dass sich der Bleiverlust durch eine hohe Schmelzsäule bedeutend vermindert, dass für jede Pressung eine bestimmte Höhe derselben erforderlich ist und dass die Höhe des Ofens durch die höchste Pressung, mit welcher in demselben geschmolzen werden soll, bedingt ist.

Sehr interessant ist die Vergleichung, welche *Vogl* zwischen den Joachimsthaler, Przibramer, Freiberger, Schemnitzer, Harzer und schlesischen Schmelzöfen anstellt, deren Dimensionen etc. in Wiener Mass aus der folgenden Tabelle ersichtlich sind:

		Joachimsthal.	Przibram.	Freiberg.	Schemnitz.	Harz.	Schlesien.
Tiefe	Zoll	50	36	42	42	39	36
Breite	Zoll	48	26	64	48	28	28
Querschnitt bei der Form, ganzer . . .	Zoll	10½	6¼	12¼	8	6½	6½
Querschnitt bei der Form, halber	Zoll	3½	2	4	2⅔	2	2
Anzahl der Formen		2	1	2	2	2	1
Höhe von der Form bis zur Gicht	Fuss	20¼	9½	10	13	17	17⅙
Unterschied d. Tiefen oben und unten .	Zoll	23	—	allmählig enger	—	allmählig enger	—
Windpressung . . .	Linien	6	4¼	1¾	7	7½	—
Windquantität . . .	Cbfss.	280	85	157	228	353	237
Windzug . .		80	43	39	85	176	118
Bleiabgang .	pct.	—	16	9	17	?	?

Die mit „Unterschied der Tiefen oben und unten" bezeichnete Colonne gibt denselben zwischen dem Schmelzraume vor der Form und dem höheren Ofenschacht an. — Unter Windzug ist die Geschwindigkeit des Windstromes pro Min. im Schmelzraume verstanden. Da wohl wenigstens ⅔ des Schmelzraumes die Beschickung einnimmt und somit für die Passage des Windes nur ⅓

[1]) Oesterr. Zeitschr. 1855, p. 44.

in einem Tiegelofen von 15 F. Höhe, 3 F. Tiefe und 18 Z. Weite bei 4—6 Z. langer Nase durchgestochen. Die Form liegt 12½ Z. über dem Heerdblech und die Sohle des Tiegels 10 Z. unter der Form. Man setzt in 13—14 Tagen 400—500 Ctr. Abstrich durch und verbraucht auf 100 Ctr. Hartblei 140—150 Tonnen Kohlen. Die Schlacke wird nach beendigter Campagne noch ein- oder zweimal durchgesetzt.

II. Kupfer.

Pag. 135. Die gewöhnliche oder deutsche Kupferprobe auf trocknem Wege. Dieselbe unterscheidet sich von der englischen Probe dadurch, dass man aus dem, erforderlichen Falls vorher zu röstenden Erze Schwarzkupfer erzeugt und dieses gaarmacht, während die englische Probe in einem Steinschmelzen, Rösten und Schmelzen des Steins auf Schwarzkupfer, Gaarschmelzen des Schwarzkupfers und Reduction des Kupfergehalts der Schlacke besteht.

Erze, welche frei von Schwefel, Antimon und Arsen sind, können bei der deutschen Probe, von welcher zunächst die Rede sein soll, sofort auf Schwarzkupfer verschmolzen werden, im entgegengesetzten Falle ist eine vorherige Röstung erforderlich.

a) Rösten. 1 Ctr. Erz etc. wird in Freiberg in einem mit Röthel ausgestrichenen Scherben so ausgebreitet, dass das Meiste an den Rand des Scherbens kommt und sich in der Mitte nur eine dünne Schicht befindet, mit mindestens 2 Volumtheilen Holzkohlenstaub oder 25—40 Pfd. Graphit vorher gut gemengt, in die schwach glühende Muffel gebracht und vorsichtig so lange geröstet, bis keine schweflige Säure mehr entweicht. (Die Kohle soll die Bildung schwefelsaurer, arsens. und antimonsaurer Salze verhindern. Graphit wirkt besser, als Kohlenpulver, weil er eine höhere Hitze verlangt und nicht so schnell verbrennt. Man reinigt den Graphit nöthigenfalls durch Digestion mit Salzsäure, Auswaschen, Trocknen, Schmelzen

von 16% des ins Schmelzen gebrachten Bleies ist hoch, die Windverhältnisse befriedigen.

Der in mancher Beziehung zweckmässigen Gestalt des Freiberger Bleiofens (Bd. II p. 91) kann ausser dem sehr günstigen Erzvorkommen — fast zu gleichen Theilen Schwefelkies und Bleiganz — der geringe Bleiabgang von 9% zugeschrieben werden. Tiefe und Weite sind bedeutend. Windmenge, Windzug und Temperatur sehr gering, und durch die Verengung der Ofenwände und das Anbringen eines Schachtscheiders wird die Hitze mehr zusammengehalten. Als Mängel sind anzuführen: die zu allmählige Verengung des Schmelzraumes nach oben und die Neigung der Brandmauer in der Formgegend nach vorwärts. Hat man bei letzterer Einrichtung gleich anfangs der Brandmauer eine Gestalt geben wollen, welche sie durch Ausbrennen nach einiger Zeit von selbst annimmt, so gestattet eine solche jedoch nicht so leicht das Halten einer Nase, als wenn die Brandmauer senkrecht oder rückwärts geneigt ist. Eine Neigung nach rückwärts wirkt auch auf den Bleiverbrand günstig ein, indem der Satz an der Brandmauer dichter liegt und das Blei dem Windstrom mehr entzogen wird.

Der Schemnitzer Ofen (Bd. II pag. 100) arbeitet unter schwierigeren Verhältnissen als der Przibramer und Freiberger, indem die eingelösten Geschicke mit Ausschluss der bleiglanzhaltigen 70% Quarz und nur 30% an Kiesen und sonstigen unliebsamen Schwefelmetallen enthalten, auch der durchschnittliche Bleigehalt der Beschickung etwa die Hälfte von dem der Freiberger und Przibramer beträgt. Wenngleich durch solche Verhältnisse eine Vermehrung des Bleiabganges in gewöhnlichen Oefen unvermeidlich wird, so beträgt der Bleiverbrand von 17% des aufgebrachten Bleies fast nicht mehr als in Przibram, was seinen Grund in der grösseren Breite und Tiefe des Ofens, in dessen grösserem Querschnitt, der geringeren Temperatur, dem geringeren Windzuge und der grösseren Höhe hat. Wie die heisse Gicht bestätigt, hat der Schemnitzer Ofen die übrigen Nachtheile mit dem Przibramer gemein.

Der Harzer Ofen (Bd. II pag. 53) hat, im Querschnitte ırch die Ofentiefe angesehen, viel Zweckentsprechendes, dem er ziemlich tief und hoch ist und wegen der Enge der Gicht die Hitze unten ziemlich zusammmengehalten ɜrden sollte. Bei dem engen Querschnitte an den Formen d der grossen Windmenge muss jedoch durch die dai entstehende hohe Temperatur, welche sich bei der ngestürzten Kegelgestalt des nächst oberen Schachttheiles nöthiger Weise nach oben weit hinaufverbreitet, der eiverlust auf das Höchste gebracht werden. Der sich f 176 Fss. pr. Minute belaufende Windzug im Schmelzume bringt entschiedene Nachtheile mit sich. Weil die hr missliche Potaschenprobe noch angewandt wird, lässt h der Bleiverlust auch nicht einmal einigermassen geu ermitteln.

An dem schlesischen Ofen (Bd. II pag. 59) emehlt sich zwar die Höhe, allein abgesehen von den hon im Allgemeinen berührten Nachtheilen ist der Querhnitt an der Form mit Rücksicht der Windmenge zu ein und der Windzug zu gross. In Folge der eigenümlichen Methode des Zumachens bilden sich blei- und berreichere Schlacken, indem sich Schlacken, Lech und ei erst im Vortiegel von einander trennen, was hier unöglich so rein geschehen kann, als im heissen Sumpfen.

Pag. 109. Bleiberger Bleischmelzmanipulation ı nordamerikanischen Gebläseofen (Rosieofen). ıch *Bauer* [1]) wurde 1840 zu Raibl in Kärnthen ein doplter Flammofen (Bd. II. pag. 26) erbaut. Die damit erngten günstigen Resultate gaben Veranlassung zur Herellung eines Ofens mit drei Heerden (Tripelofen), weler jedoch den davon gehegten Erwartungen nicht entrach und wieder in einen Doppelofen umgebaut wurde. ie Reparaturen an solchen Doppel-Oefen blieben immer hwierig und kostspielig, und es waren dabei nur geschickte ıd fleissige Arbeiter zu verwenden. Im Jahre 1843 stellte an einen nordamerikanischen Gebläseofen her, welcher

[1]) *Kraus*, östert. Jahrb. 1855. p. 364.

schäumen in Folge der Reduction etwas vom Erz ausser Berührung mit dem schwarzen Fluss kommt. Thut man keine Kohle aufs Salz, so wird dieses von aufgelöstem Kupfer leicht roth gefärbt. Wird das Kohlenstück zu gross genommen, so zieht das Salz in dasselbe und die Probe wird von Schlacke zu sehr entblösst. Bei strengflüssigen Erzen gibt man einen geringeren Zuschlag von Glas, weil dieses selbst strengflüssig ist.

Man setzt die Proben einer etwa 1stündigen gelbweissen Hitze im Muffel- oder Windofen aus und legt bei Anwendung eines Muffelofens glühende Kohlen vor die Tuten bis zur Mitte ihrer Höhe. Bei einer gut gerathenen Probe ist weder Salzdecke noch Schlacke röthlich gefärbt von Kupferoxydul; letztere ist schwarzgrün von Eisen, glasig, gleichförmig und leicht zerspringbar. Bei rother Schlacke war entweder zu wenig Kohle oder zu viel Borax und Glas vorhanden oder die Probe zu strengflüssig. Auf dem Salze muss unverbrannte Kohle zurückbleiben und sich am Boden ein gutgeflossener König, je nach seiner Reinheit von grauer oder rother Farbe, befinden.

Bei armen und unreinen Erzen entstehen bei Anwendung dieses Verfahrens leicht Fehler aus der Schwerschmelzigkeit des Erzes und aus der basischen Natur des Kupferoxyduls, welches namentlich bei Gegenwart von Kieselerde sehr zur Verschlackung geneigt ist. In solchem Falle gibt man zur Ansammlung des Kupfers beim Schwarzmachen Zuschläge von Blei, Bleioxyd, Arsen, Antimon, arseniger Säure oder Antimonoxyd, welche ihre Vortheile, aber auch ihre Nachtheile haben. 5—15% Blei oder Bleioxyd geben mit Kupfer eine leichtflüssige Legirung, welche sich leichter ansammelt, führen aber Kupfer mit in die Schlacke, in Folge dessen dieselbe roth wird. Legt man die beim Gaarmachen gemachte Erfahrung zum Grunde, dass 10 Pfd. Blei 1 Pfd. Kupfer verschlacken, so erhält man, wenn man zu einem Erze mit 1% Kupfergehalt 5% Blei gibt, nur ½ Pfd. Kupfer und bei 10% Bleizusatz erhielte man gar kein Kupfer. Die innige Mengung des Bleies mit dem Probirgute hat auch

ihre Schwierigkeiten, weshalb in dieser Beziehung Glätte besser ist.

Durch einen Zuschlag von Arsen, Antimon, arseniger Säure oder Antimonoxyd erhält man leichtflüssige Verbindungen des Arsens und Antimons mit Kupfer, die Mengung kann vollständiger geschehen, als beim Blei und für arme Erze ist dieser Zuschlag passender als jenes. Wegen des gefährlichen Umgehens mit arseniger Säure wendet man am Besten metallisches Arsen an, welches beim Gaarmachen weniger schadet, als Antimon. Gehen zwar beide bei dieser Operation nicht ganz aus dem Kupfer und ertheilen demselben etwas Sprödigkeit und eine grauliche Farbe auf dem Bruche, so kann man doch mit dem Resultate einer mit Arsen versetzten Probe zufrieden sein. In Freiberg gibt man beim Schwarzmachen überhaupt, wenn die Erze nicht schon Antimon oder Arsen enthalten, einen Zusatz von 5—15 % Arsen. Man beschickt z. B. reinen Kupferkies mit 15 % Arsen, 50 % Borax und 40 % Glas; Buntkupfererz mit 15 % Arsen, 40 % Borax und 40 % Glas; Fahlerz mit 10 % Arsen, 25 % Glas, 30 % Borax und 8 % Eisenfeile. Ein Zusatz bis zu 10 % Eisen ist bei eisenarmen Erzen für das Gaaren des Schwarzkupfers förderlich. Für reines Kupferoxyd genügen 10 % Eisen. Enthalten die Erze etc. hinreichend Blei, so ist kein Arsenzusatz erforderlich.

Arme oxydirte Erze, besonders die quarzigen, müssen stets mit Arsen zusammen geschmolzen werden (z. B. armes Kupfererz mit Eisenspath und basischen Gangarten ohne Kieselerde mit 10 Arsen, 30—40 Borax und 20—25 Pfd. Glas; desgleichen mit Schwefelkies, Arsenkies, Quarz und Kalkspath mit 12 Arsen, 30 Borax und 30 Pfd. Glas; eisenhaltiger, quarziger Malachit mit 10 Arsen, 60 Borax und 15 Glas; Gaarschlacke mit 5 Arsen, 30 Borax und 30 Glas). Sind arme oxydirte Erze eisenfrei, so schlägt man 10—20 % Eisenoxyd zu.

c) Gaarmachen des Schwarzkupfers auf dem Scherben. Bei dieser in Freiberg üblichen Methode lässt sich zwar eine Oxydation des Kupfers nicht völlig verhindern, unter Umständen ist aber der dadurch ent-

stehende Verlust verschwindend klein. Man setzt den Kupferkönig mit möglichst wenig Borax, gewöhnlich dem gleichen Gewichte, in ein Skarnitzel von Briefpapier gepackt auf den weissglühenden, sehr flachen Scherben und schmilzt bei möglichst hoher Temperatur rasch ein. Ein langsames Einschmelzen veranlasst Oxydation und Verschlackung des Kupfers. Die anzuwendende Temperatur beim Gaarmachen muss zwischen der des Roh- und Gaarkupfers liegen. Kommt Schwarzkupfer zur Untersuchung, welches weder Arsen und Antimon, noch Blei enthält, so setzt man zu 50 Pfd. Probe nach Erforderniss 5—10% Blei und 30—50% Borax, wobei man gewöhnlich zu dem im weissglühenden Scherben bereits eingeschmolzenen Borax das Kupfer und dann das Blei nachsetzt. Ist das zu gaarende Kupfer nicht in einem Stücke vorhanden, so gibt man dasselbe, um Verluste zu vermeiden, nie mit dem Borax zusammen auf, sondern nachdem dessen Aufblähen vorüber ist. Ein schwefelhaltiges Schwarzkupfer sprüht beim Aufsetzen. Man muss immer Skarnitzel mit abgewogenem Blei und Borax zur Hand haben, um solche nöthigenfalls nachzusetzen.

Sobald das Kupfer eine convexe, völlig blanke Oberfläche zeigt, und ringsum ein Rand von Boraxschlacke dünn fliesst, so öffnet man die Muffelmündung ein wenig, um den zur Oxydation erforderlichen Sauerstoff zutreten zu lassen. Zeigt sich das Kupfer, wenngleich in der Muffel Weissglühhitze vorhanden ist, nicht blank, sondern mit einer schwarzen Kruste bedeckt, so versucht man, Borax zuzusetzen. Hilft dies nicht allein, so setzt man noch ein Skarnitzel mit Blei nach und thut nochmals recht heiss, worauf sich das Schwarzkupfer bald mit blanker Oberfläche zeigt. Sehr unreines Schwarzkupfer mit nur 40—50% Kupfer setzt man zuerst nur mit viel Borax, ohne Blei, auf den Scherben, und gibt letzteres erst nach, wenn das Kupfer hinreichend gereinigt ist. Man muss jetzt besonders darauf achten, dass die Temperatur nicht zu sehr sinkt. Bei Vorhandensein von Blei steigen in dieser Periode Dämpfe davon auf, ein Theil Blei geht in die Schlacke. Arsen dampft meist fort, ein Theil

davon bleibt jedoch als arsensaures Eisenoxyd in der Schlacke; ähnlich verhält sich Antimon, nur wird letzteres hartnäckiger vom Kupfer zurückgehalten. Am schwersten verschlackt sich Nickel und nur bei einem grossen Bleizusatz und in Folge dessen bei bedeutendem Kupferverlust. Ist zu wenig Borax vorhanden, so erstarrt die Schlacke leicht.

Nähert sich das Kupfer der Gaare, so blickt es ähnlich, wie das Silber, nur weniger deutlich; besonders am unteren Rande ist der Blick wahrzunehmen. Bei Vorhandensein von Antimon und Arsen ist der Blick weniger deutlich, als bei Blei, wird es jedoch auch bei letzterem, wenn die Könige klein sind. Man nimmt im letzteren Falle die Probe als gut an, wenn sie nicht mehr dampft. Die Temperatur muss im Augenblicke des Blickens gerade so gross sein, dass das Kupfer erstarrt, da es sonst fortfahren würde, sich zu oxydiren, doch muss man sich sehr hüten, dass dasselbe nicht zu früh erstarrt. Dasselbe zeigt beim Gaarwerden eine eigenthümlich grüne Farbe. Man nimmt hierauf die Probe aus dem Ofen, löscht sie vorsichtig im Wasser ab und schlackt sie aus.

Bei einer guten Probe hat der König die reine Kupferfarbe, ist ductil, auf dem Bruche gleichförmig körnig und rosaroth. Ein nicht gaarer König ist aussen roth, der Bruch aber grau, ein übergaarer aussen dunkelroth und spröde, der Bruch mehr geflossen, als körnig, und bei hoher Uebergaare sogar blättrig, die Schlacke dann aber auch roth. Bei guter Gaare ist die Schlacke bei Vorhandensein von Eisen schwarzgrün. War Blei vorhanden, so ist die Schlacke am Rande grünblau von Eisen, näher dem Korne ist sie gelbroth von $\dot{P}b + \dot{C}u$, und am Korn selbst zeigt sich Kupferoxydul. Die gelbrothe Farbe ist nicht zu verwechseln mit der des basisch arsensauren Eisenoxydes, welches auf der Oberfläche der damit gesättigten Schlacke kupferrothe Flittern bildet. Da durch den Bleizusatz ein unvermeidlicher Kupferverlust bedingt ist, so ist ein Zurechnen von Kupfer nöthig, um den

ungefähren richtigen Gehalt des Schwarzkupfers zu erfahren. Man rechnet erfahrungsmässig auf 10 Pfd. verschlackte Metallmasse (vom Schwarzkupfer und Bleizuschlag) 1 Pfd. verschlacktes Kupfer. Fehlt es beim Gaarmachen an Borax, so kann man solchen nachsetzen. Füllt sich dann der Scherben zu voll, so kühlt man ihn im Wasser, entschlackt das Kupfer und beschickt dasselbe nochmals auf einem neuen Scherben mit Borax. Dabei ist man immer leichter einem Kupferverluste ausgesetzt, weil schon das meiste Eisen verschlackt ist, welches sonst das Kupfer vor der Verschlackung schützt. Man sucht deshalb lieber mit einem Male fertig zu werden.

Hat sich viel arsensaures Eisenoxyd gebildet, welches die Schlacke steif zu machen anfängt, so kann man keinen Borax mehr nachgeben, weil dadurch die Probe völlig zum Erstarren gebracht wird und nicht wieder hitzig zu erhalten ist. In solchem Falle muss man ausschlacken. Man darf deshalb einen neuen Boraxzusatz nur im Anfange geben, wo die Schlacke noch ganz flüssig und der König noch nicht blank ist. Ist der König einmal blank geworden, so ist selten ein Boraxzusatz nöthig, wenn man den Ofen heiss genug hält. Nur sehr unreine Schwarzkupfer werden dann in einer Periode nicht gaar.

Bleiisches Schwarzkupfer ist schon kupferfarbig, hat eine gewisse Weichheit und wird sehr schnell gaar. Arsenhaltiges Schwarzkupfer gaart langsamer, erfordert wegen seines Eisengehaltes mehr Borax und gibt nie ein Gaarkupfer von schön rother Farbe. So lange dasselbe noch nicht gaar ist, bleibt es bei hinreichender Hitze auf dem Scherben beweglich. Bei sehr arsenhaltigem Kupfer bricht, wenn die Hitze sehr stark ist, eine blaue Arsenflamme hervor, die jedesmal den König hebt. Dabei zeigt sich oft ringsum ein fortwährend blauer Schein von verbrennendem Arsen.

Gold und Silber bleiben im Kupfer und müssen, wenn sie $^1/_2$ % betragen, in Rechnung gebracht werden. Viel Silber macht das Kupfer weiss. Man stellt gewöhnlich nur 2 Proben auf einmal an.

Pag. 139, 146. Die englische Kupferprobe[1]).

Man classificirt die Kupfererze nach dem zu wählenden Probirverfahren

1) in solche, welche mit Ausnahme des Eisens kein anderes Metall, als Kupfer enthalten, aber vollständig frei von Schwefel sind.

2) in solche, welche Kupfer, Eisen und Schwefel enthalten und

3) in solche, welche neben Kupfer, Eisen und Schwefel auch andere Metalle enthalten.

Die Erze der ersten Classe werden, wenn sie ziemlich reich sind, in Quantitäten von 400 Grän mit dem Dreifachen schwarzen Fluss gemengt, in einen Tiegel gethan, das Gemenge mit einer dünnen Lage schwarzem Fluss bedeckt und in einem Windofen eingeschmolzen. Aermere Erze mit weniger als 10 — 15 % Kupfer werden wie die Erze der zweiten Classe behandelt.

Die Erze der zweiten Classe werden, wenn sie mässig reich an Kupfer sind, etwa 20 — 35 % davon enthalten, geröstet und dann schwarzgemacht, ärmere Erze dagegen mit dem gleichen Gewicht Borax bei Dunkelrothglühhitze auf einen Stein verschmolzen, dieser gepulvert und unter öfterem Umrühren in demselben Tiegel geröstet, in welchem das Schwarzmachen vorgenommen werden soll. Man erhitzt die halbgeröstete Masse dabei von Zeit zu Zeit bis zur Rothgluth, um eine entschwefelnde Einwirkung der oxydirten Bestandtheile auf die noch schwefelhaltigen hervorzubringen.

Behuf der Reduction mengt man das Röstgut mit dem 3 — 4 fachen schwarzem Fluss, thut dasselbe in den Rösttiegel zurück, bedeckt die Masse mit einer $\frac{1}{2}''$ starken Lage von schwarzem Fluss und gibt eine 20 Minuten lange Windofenhitze. Statt schwarzen Flusses und Borax wendet man auch wohl eine Beschickung von $\frac{1}{4}$ Kalk, 10—12 % Holzkohlenpulver und $\frac{1}{2}$ Soda an. Das damit gemengte Erz wird im Schmelztiegel noch mit 200 Gran Borax be-

[1]) *Phillips*, a manual of metallurgy. London 1852, p. 338.

deckt. Der erhaltene Kupferkönig wird nicht weiter gereinigt.

Die Erze der dritten Classe werden wie die der zweiten geröstet und schwarzgemacht, das dabei erfolgende Schwarzkupfer aber einem Gaarungsprozess mit Blei auf der Kapelle unterworfen oder mit Salpeter, Weinstein und Kochsalz bis zum Gaarwerden wiederholt geschmolzen, auch die Schlacken nochmals reducirt. Diese Probe ist mit bedeutenden Verlusten verbunden.

Pag. 144. *Plattner*'s Kupferprobe. Zur Beschleunigung der Abscheidung des Arseniknickels vom Kupfer wendet man bei Zusatz eines Silber- oder Goldkornes Phosphorsalz an. (vid. Bd. III. Abthl. 1. p. 350.)

Pag. 150. *Heine*'s colorimetrische Kupferprobe. *Heine*[1]) empfiehlt mit Recht, namentlich bei kupferarmen Substanzen, aus der kupferhaltigen Auflösung das Kupfer durch Schwefelwasserstoffgas auszufällen, das gefällte Schwefelkupfer in Salpetersäure zu lösen und die mit Ammoniak versetzte Lösung alsdann colorimetrisch zu prüfen. Würde gleich zur ursprünglichen Kupferlösung Ammoniak gesetzt, so bliebe eine merkliche Menge Kupfer in dem schleimigen Niederschlage von Thonerde etc. ungelöst zurück. Auch soll Eisenoxydhydrat das Kupfer als Eisenoxyd-Kupferoxyd zurückhalten.

Das Fällen durch Schwefelwasserstoff, an und für sich eine unangenehme Operation, erfordert eigene Apparate und 4—6 Stunden Zeit, weshalb ein Ausfällen des Kupfers, welches dann in Salpetersäure gelöst wird, durch Eisendrahtstifte, was etwa $^1/_4$ Stunde dauert und gar keine Umstände macht, vorzuziehen sein dürfte[2]).

Nach *Müller*[3]) steht die Färbung einer ammoniakalischen Lösung von Kupferoxyd qualitativ und quantitativ im engsten Zusammenhang mit der verbrauchten Ammoniakmenge, und führt es deshalb zu einer grösseren Genauigkeit der Probe, wenn man sich einer titrirten Ammoniaklösung bedient und anmerkt, wie viel Volum Am-

[1]) Bgwfd. XVII, 409.
[2]) *Kerl*, in B. u. h. Ztg. 1855, p. 34.
[3]) Bgwfd. XVIII, 118.

moniakflüssigkeit nach Neutralisation der rückständigen freien Säure verbraucht sind. Salpetersaure Kupferlösung gibt eine intensivere blaue Farbe mit Ammoniakflüssigkeit, als schwefelsaure.

Die Lösung des Kupferoxydammoniaks erscheint intensiver, wenn sie vor einer grauen Wand, als wenn sie vor einer weissen betrachtet wird. Eine solche Lösung wird nach einiger Zeit grünlich und verliert an Intensität.

Pag. 152. Modificirte schwedische Kupferprobe, auf den Oberharzer Hütten in Anwendung. Die auf den Oberharzer Hütten[1]) eingeführte modificirte schwedische Kupferprobe hat sich für Erze etc., welche frei von Metallen (Antimon, Arsen, Wismuth, Quecksilber, Zinn) sind, die neben Kupfer vom Eisen gefällt werden, z. B. für Kupferkiese mit eingemengtem Bleiglanz, Spatheisenstein, Zinkblende, Schwefelkies etc., als Betriebsprobe sehr anwendbar erwiesen. Sämmtliche einfache Operationen nehmen für mehrere Proben nicht mehr als $2^1/_2$—3 Stunden in Anspruch und in Betreff der Genauigkeit lässt die Probe, wie *Hubert's*[2]) Versuche erwiesen haben, als Betriebsprobe nichts zu wünschen übrig. Diejenigen Nachtheile, welche dieselbe nach *Rivot*[3]), *Heine*[4]) und *Mohr*[5]) haben soll — schwierige Trennung des Kupfers vom Eisen, leichte Oxydirbarkeit und schwieriges Auswaschen des gefällten Kupfers — sind auf den Oberharzer Hütten nicht in solchem Grade hervorgetreten, dass an der Richtigkeit des Resultates hätte gezweifelt werden müssen[6]).

Auch aus einer salzsauren Lösung, der man zur Vermehrung der Leitungsfähigkeit etwas Salzsäure und reines Kochsalz zusetzt, lässt sich das Kupfer durch Eisen gut abscheiden.

Das Cementkupfer löst sich nach einiger Zeit in ver-

---

1) *Kerl*, in der B. u. h. Ztg. 1854, p. 55; 1855, p. 33.

2) Oester. Zeitschr. 1854, Nr. 29, p. 226. — B. u. h. Ztg. 1855, pag. 37.

3) Ann. d. min. 1854, tom. VI, p. 422.

4) B. u. h. Ztg. 1854, p. 283.

5) Ann. d. Chem. u. Pharm. XCII, 100. —

6) *Streng*, in *Pogg.* Ann. XCIV, 506.

[illegible] der Salzsäure zu einem Kupfer- [illegible] des Sauerstoffs der Schwefelsäure [illegible] von der grossen Oberfläche des [illegible] sehr empfindliche Lösung [illegible] verdünnte Lösung von Ferrid- [illegible] Tropfen einer Eisenchloridlösung, [illegible] von einwenig[er] Säure nachweisen.

[illegible] ohne Weiteres anwendbar gefunden für [illegible] welche ausser Kupfer noch Eisen [illegible] Zink, Blei, Quecksilber und [illegible] bedarf es aber einer Modification, wenn ne- [illegible] Antimon, Arsen, Gold, Wismuth oder [illegible] vorhanden sind, weil diese Metalle von Eisen eben- [illegible] werden. Dies ist zwar mit Blei auch der Fall, [illegible] wird bei Behandlung der königsauren Lösung mit Schwefelsäure [illegible] schwefelsaures Bleioxyd im Rückstand erhalten, wenn man denselben zur Trockne dampft. Ist kein Blei anwesend, so braucht man die königsaure Lösung nur einige Zeit mit etwas Schwefelsäure zu kochen, ohne zur Trockne zu dampfen. Es geht alsdann weniger Zeit auf.

Quecksilber wird zwar mit dem Kupfer gefällt, verflüchtigt sich aber beim Glühen, worauf das Kupfer als Oxyd gewogen wird. 100 Kupferoxyd enthalten 79,83 Kupfer.

Bei Anwesenheit von Gold, Antimon, Arsen und Zinn erleidet das vorstehende Verfahren einige Modificationen.

a) Bei Anwesenheit von Arsen wird die Probesubstanz durch Salpetersäure zersetzt, wobei Gold, Antimonoxyd und Zinnoxyd im Rückstand bleiben. Bei Anwesenheit von Silber setzt man etwas Kochsalz zu und filtrirt. Das Filtrat wird zur Zersetzung der Salpetersäure und zur Abscheidung etwa vorhandenen Bleies mit Schwefelsäure behandelt und dann in gewöhnlicher Weise verfahren. Quecksilber wird vom Kupfer durch Glühen getrennt.

[1] *Dingl.*, CXXX. 398.

b) Bei Anwesenheit von Arsen wird die Substanz in Königswasser gelöst, die freie Säure durch Soda abgestumpft und die mit überschüssigem Schwefelnatrium (durch Glühen und Auslaugen eines Gemenges von entwässertem Glaubersalz und Kohle dargestellt) einige Zeit digerirte Flüssigkeit filtrirt. Dabei gehen Gold, Antimon, Arsen und Zinn in Lösung, während die Schwefelungen des Silbers, Bleies, Kupfers, Quecksilbers, Eisen etc. zurückbleiben. Diese werden dann in gewöhnlicher Weise behandelt.

Ein Wismuthgehalt, der übrigens sehr selten vorkommen dürfte, scheidet sich beim Verdünnen der bezüglichen neutralisirten Lösungen mit Wasser zum grössten Theil ab.

Jenachdem das eine oder andere der bezeichneten Metalle fehlt, ist das Verfahren zweckentsprechend zu modificiren.

Dr. Mohr[1]) hat dem Oberharzer Verfahren durch Anwendung von Zink statt Eisen und genauere Manipulationen den höchsten Grad von Genauigkeit gegeben, den man nur von einer analytischen Operation erwarten kann. Als Betriebsprobe ist indess das Oberharzer Verfahren vorzuziehen.

Pag. 148. Kupfertitrirmethoden. *Mohr*[2]) wendet bei der *Schwarz*'schen Probe kein Eisenchlorid an, da das gelöste Kupferchlorid die Chamäleonflüssigkeit in derselben Art und viel deutlicher erkennbar zersetzt, weil die gelbe Farbe des Eisenchlorids nicht dazwischen tritt.

C. Mohr[3]) fällt das Kupfer aus einem Kupferoxydsalze durch Eisen aus, welches als Oxydul in Lösung geht. Die Menge desselben wird durch Chamäleon bestimmt.

Pag. 154. *Rivots*[4]) Kupferprobe. Nach *Rivot* vereinigt keine der bekannten Kupferproben die drei Haupteigenschaften: Genauigkeit, Schnelligkeit und allgemeine Anwendbarkeit

Die trockne Probe der Hütten (Bd. II pag. 135)

---

[1]) Ann. d. Chem. u. Pharm, XCVI, 215.
[2]) *Mohr*, Lehrb. d. chem. analyt. Titrirmethode 1855, p. 201.
[3]) Ann. d. Chem. u. Pharm. XCII, 97.
[4]) Ann. d. min. 4 sér. tom. VI, 422. (1854).

empfiehlt sich zwar dadurch, dass man in sehr kurzer Zeit eine grosse Anzahl Proben mit wohlfeilen Reagentien ausführen kann und die dabei vorkommenden Operationen mehr Geschicklichkeit als chemische Kenntnisse erfordern. Allein das Resultat der Probe ist in Folge der Verschlackbarkeit und Verunreinigung des Kupfers mit andern Körpern ungenau. Nur wenn man mit ähnlichen Substanzen operirt und die Manipulationen auf gleiche Weise ausführt, kann man vergleichende Resultate erhalten. Bei sehr kupferarmen Substanzen ist dieser Weg gar nicht anwendbar.

Beim Schwarzmachen erhielt *Rivot* hinreichend genaue Resultate bei Anwendung von Eisenstäben und kaustischen Alkalien (Bd. II pag. 236). Arsen und antimonhaltige Erze werden zweckmässig mit Wasserdampf geröstet.

Die schwedische Probe (Fällung des Kupfers durch Eisen oder Zink (Bd. II pag. 152)) wird in der Pariser Münze zur Bestimmung des Kupfers in Bronzen angewandt. Sie gibt sehr gute Resultate, wenn man mit salzsaurer oder schwefelsaurer Lösung operirt, Salpetersäure aber fernhält, und lässt sich für eine grosse Anzahl Mineralien und Kunstproducte anwenden, welche keine Metalle enthalten, die gleichzeitig mit dem Kupfer niedergeschlagen werden. Bei nicht sorgfältiger Arbeit können jedoch nachstehende Fehler entstehen: das feinzertheilte Kupfer oxydirt sich und bildet beim Auswaschen mehr oder weniger lösliches Kupfersalz, es bleiben beim Kupfer unausgewaschene Salze zurück, das getrocknete Metall enthält eine gewisse Quantität Oxyd, zuweilen selbst unlösliches Kupferchlorür, welche sich während des Auswaschens und Trocknens gebildet haben.

Fuchs Methode, (auch *Levol's* Methode, Bd. II pag. 153) lässt sich nur in wenigen Fällen anwenden, wenn die ammoniakalische Lösung keine Substanzen enthält, welche auf das metallische Kupfer einwirken. Man kann zwar ein genaues Resultat erhalten, gebraucht aber zur Ausführung der Probe mehrere Tage. Weil man den Kupfergehalt durch eine Differenz bestimmt, entbehrt die Probe der Genauigkeit eines directen Resultates.

Pelouze's Methode (Bd. II pag. 147) ist ausgezeichnet für gewisse Fälle, für mehr oder weniger reines Kupfer und dessen Legirungen, lässt sich aber nicht für zusammengesetztere Substanzen anwenden.

Le Play's Methode (richtiger *Heine's* Methode, Bd. II pag. 150) ist die einzige, welche für arme Erze, Schlacken etc. anwendbar ist. Die Ausdehnung derselben auf Verbindungen mit jedem beliebigen Kupfergehalt durch *Jacquelin* (Bd. II pag. 151) will sich nicht vollständig bewähren und ist bei einem grösseren Kupfergehalte die Methode der Wägung, als der genaueren, der colorimetrischen vorzuziehen.

Die Bestimmung des im oxydischen Zustande durch Kali gefällten Kupfers erfordert längere Zeit, das Kupfer hält immer Kali zurück und bei kupferarmen Substanzen wird das Verfahren ungenau.

Die nachstehende Methode von *Rivot* soll für alle Fälle passen, rasch auszuführen sein und genaue Resultate geben, weshalb dieselbe bei der Pariser Bergschule eingeführt worden ist.

Man löst die Substanz unter Ausschluss oxydirender Agentien in Salzsäure und wenn sich dieselben darin nicht vollständig lösen sollte, so leitet man Chlorgas in die Lösung oder fügt nach und nach eine kleine Quantität Salpetersäure zu, welche aber durch mehrstündiges Erhitzen zersetzt und ausgetrieben werden muss. Zur Umwandlung des gebildeten Kupferoxydes in Oxydul behandelt man die Lösung mit unterphosphoriger oder schwefliger Säure. Von ersterer setzt man zur verdünnten Lösung eine geringe Menge und erwärmt, damit nicht auch andere Oxyde reducirt werden, bei mässiger Hitze zwei Stunden in einem geschlossenen Glase und fügt dann eine verdünnte Lösung von Schwefelcyankalium allmählig so lange zu, bis kein weisser Niederschlag von $Cu^2 S^2 Cy$ mehr entsteht. Dieser wird durch Decantiren ausgewaschen, dann auf einem gewogenen Filter ausgesüsst, bei höchstens 75° getrocknet und gewogen. 100 $Cu^2 S^2 Cy$ enthalten 52,3 Cu.

Bei Anwendung von schwefliger Säure zur Reduction, welche man gewöhnlich vorzieht, erhitzt man die kupfer-

empfiehlt … leitet etwa eine halbe Stunde
Zeit eine … dieselbe ein und setzt dabei
ausführe… verdünnte Lösung von Schwefel-
mehr G… eine Fällung von $Cu^2 S^2 Cy$ mehr.
Allein … sehr einfache Probe beruht darauf, dass
bark… $S^2 Cy$ in Salzsäure unlöslich ist, wäh-
per… y, sowie andere Cyanmetalle darin lösen.
op… nen des $Cu^2 S Cy$ erfordert grosse Vor-
k… bei zu hoher Temperatur eine Zersetzung
k… tritt. Um die dadurch möglichen Ungenau-
… umgehen, kann man das Kupfer auch als Cu^2
…en. Man erhitzt die getrocknete, vom Filter
…ene Cyanverbindung mit einem gleichen Volum
…el in einem bedeckten Porzellantigel 8—10 Minuten
…r Dunkelrothgluth, lässt erkalten und wiegt das Kup-
… als $Cu^2 S$.

Zuweilen lässt sich eine Kupferbestimmung mit hin-
reichender Genauigkeit in der einfachen Weise ausführen, dass man das Kupfer aus einer Lösung durch Schwefelwasserstoff fällt, das ausgewaschene und getrocknete Schwefelkupfer mit Schwefel in einem bedeckten Porzellantiegel glüht und dessen Inhalt als $Cu^2 S$ auswiegt.

Pag. 169. Freiberger Röststadeln mit Schwefelfang. Ueber den Freiberger Röststadeln mit einer ansteigenden Sohle (Bd. I. Fig. 11 pag. 144) hat man versuchsweise Rauchfänge zur Condensation von Schwefel und auf die Umgegend schädlich einwirkenden Dämpfen beim Rösten von Stuffkiesen angebracht.

Pag. 190, 200. Raffiniren des Kupfers im kleinen Heerde durch Polen oder Sprudelnlassen mit Holzstangen. Die auf den Mansfelder, Freiberger und Harzer Hütten angestellten Versuche, das Schwarzkupfer im kleinen Heerde durch Polen zu raffiniren, lieferten zwar ein gutes Product, vermehrten jedoch den Zeit- und Brennmaterialaufwand nicht unbedeutend. Auch fielen derartige, in Ungarn angestellte Versuche nach *Rössner*[1]) in Bezug auf die Qualität des er-

[1]) Oesterr. Zeitschr. 1855, p. 387.

·fers sehr günstig aus, indem dasselbe voll-
l wurde und die Eigenschaft des Steigens
.. 198) verlor. Es lässt sich zwar eine Reini-
Kupfers und die Ueberführung desselben aus
·gaaren Zustand in den gaaren durch einen Zu-
·n etwa ½% Blei (Bd. II pag. 189, 199) bewirken,
es enthalten doch gewöhnlich von einem so behan-
·n Kupfer die obersten Scheiben Kupferoxydul, die
·rigen aber bis auf den untersten König, welcher zuweilen Blei enthält, sind gaar. Bei einem Antimon- und Arsengehalt des Kupfers treten namentlich im Anfange des Gaarmachens sehr unangenehme Störungen ein. Es bleibt nämlich das Kupfer (ähnlich wie antimonhaltiges Blei beim Abtreiben) auf der Oberfläche unter fortwährender Entlassung von Dämpfen blank und es tritt erst eine Schlackenbildung ein, nachdem das Rauchen aufgehört hat, indem die im Kupfer enthaltenen Unreinigkeiten durch die sich verflüchtigenden Metalle gegen die Oxydation geschützt werden. Beginnt dann, nach der Verflüchtigung des grössten Theiles Antimon und Arsen, die Schlackenbildung, so wird das ganze Metallbad von einer griesigen, starren Kruste überzogen, welche die weitere Oxydation erschwert und dadurch den Gaarungsprocess in die Länge zieht. Ein periodischer Bleizusatz von ½—1% ist auch in diesem Falle sehr wirksam, es werden jedoch sämmtliche angeführte und noch andere Uebelstände ganz einfach durch ein Polen des Kupfers beim Hammergaarmachen beseitigt.

Man verfährt dabei nach *Rössner* folgendermassen: auf das im kleinen Heerde eingeschmolzene Kupfer lässt man den Wind einige Minuten durch die Kohlendecke hindurchgehen und beginnt dann in kurzen Zeiträumen Schöpfproben (Bd. II. pag. 243) zu nehmen. Sobald die anfangs lichte ziegelrothe Farbe dunkler, der Bruch matter, das Kupfer sehr brüchig wird und Blasenräume zeigt, so ist dasselbe sehr kupferoxydulhaltig und wird unter einer Kohlendecke gepolt, d. h. in dasselbe eine 3—4 Z. dicke Birken- oder sonstige harzige Holzstange eingesteckt, wobei ein Aufsprudeln des Kupfers erfolgt.

Die dabei entwickelten Gase reduciren eines Theils das Kupferoxydul und machen das Kupfer dadurch ductil, andern Theils verbindet sich der durch das glühende Metall aus den Kohlenwasserstoffgasen abgeschiedene Wasserstoff mit Antimon, Arsen und Schwefel, wodurch das Kupfer gereinigt wird und durch die Entfernung des Schwefels die Eigenschaft des Steigens verliert. Man lässt die Pohlstange so lange im Metallbade, bis das Kupfer etwas kohlehaltig geworden ist, was man durch die Probe erkennt (Bd. II, pag. 197). Dann lässt man die Gebläseluft wieder einwirken, bis eine Probe die Feine des Kupfers (höchste Ductilität bei seidenglänzendem Bruche und reiner Blassrosafarbe) anzeigt, räumt die Kohlen ab und schöpft das Metall rasch in Formen aus. Je unreiner das Kupfer ist, desto öfter muss man das Oxydiren und Pohlen wiederholen (3—4 mal), wodurch ein grösserer Aufwand an Zeit und Brennmaterial stattfindet.

Das Pohlen lässt sich im kleinen Heerde nicht mit demselben Erfolge ausführen, als im Zugflammofen (Bd. II, p. 200, 242), weil in ersterem die Metallmasse im Verhältniss zu ihrer Oberfläche zu tief ist und man dieselbe deshalb nicht so in der Gewalt hat, auch die gebildeten Verbindungen des Wasserstoffs mit Antimon, Arsen und Schwefel beim Durchziehen der glühenden Kohlendecke sich theilweise wieder zerlegen, was im Flammofen weniger stattfindet.

Die Gebläseflammöfen, Spleissöfen (Bd. II, p. 193), lassen die Herstellung der beim Pohlen erforderlichem Temperatur, sowie ein rasches Ausschöpfen des Kupfers nicht zu. Ein solches ist, damit dasselbe während dessen nicht umschlägt, erforderlich. Am Unterharze[1]) wendet man beim Gaarmachen der Krätzkupfer im Spleissofen das Pohlen zur Entfernung des Kupferglimmers, mit oder ohne Bleizusatz, vortheilhaft an.

Pag. 206. Kupfergewinnung zu Röraas in Norwegen. Nach *Herter*[2]), welcher eine Beschreibung des

[1]) *Kerl*, die Rammelsberger Hüttenprozesse am Communion-Unterharze 1854, p. 182.
[2]) B. u. h. Ztg. 1855, p. 257.

zur Zeit üblichen Schmelzprocesses auf den 4 Kupferhütten um Röraas gibt, hat man auf einer dieser Hütten einen grossen 4förmigen schwedischen Ofen nach *Bredbergs* Angaben (Bd. II pag. 203) gebaut. Ein Abstich aus solchem Ofen liefert 30—40 Ctr. Stein und dasselbe gewährt nachstehende Vortheile. Je länger unter übrigens gleichen Verhältnissen der geschmolzene Stein der Einwirkung des Gebläses und der Schlacke ausgesetzt wird, um so kupferreicher wird er durch beständige Verschlackung des Eisens, um so vollständiger können ferner die Schlacken etwa aufgenommenes Kupferoxydul gegen Schwefeleisen vertauschen und um so vollständiger wird die mechanische Separation von Stein und Schlacke stattfinden. Der Sumpf ist beständig mit einer Menge flüssigen Steines gefüllt, wodurch das Festsetzen von Eisensauen verhindert, und die Dauer der Schmelzcampagnen erhöht wird.

III. Quecksilber.

Pag. 290. Quecksilberhaltige Fahlerze. Nach *G. vom Rath*[1]) bestehen die Kotterbacher Fahlerze nach dem Ergebniss dreier Analysen aus:

Cu	Pb	Zn	Fe	Hg	Sb	Bi	As	S
35,42	0,21	0,64	0,80	17,27	18,56	0,96	3,18	22,51
34,83	0,21	0,75	0,99	17,27	19,54	0,66	3,13	22,11
35,76	0,21	0,67	0,81	17,27	19,93	0,96	2,50	22,91

entsprechend der Formel

$$(\dot{H}g, \dot{P}b, \dot{Z}n, \dot{F}e)^4 (\dddot{S}b, \dddot{A}s, \dddot{B}i) + 2{,}5\ \dot{C}u (\dddot{S}b, \dddot{A}s, \dddot{B}i).$$

IV. Zink.

Pag. 305. Zinkproben.

a) Destillationsprobe. Anstatt in einer Retorte kann die Destillation in einer Thonröhre vorgenommen werden, welche, mit 25 Lth. Galmei oder gerösteter Blende gefüllt, in einem Windofen erhitzt wird, an der einen

[1]) *Pogg.*, Ann. XCVI, 329.

Seite aber aus demselben herausragt. Man feuert 5—6 Stunden und fängt das abdestillirende Zink in einer Tute von Eisenblech auf, welche das hervorragende Ende der Röhre umgibt.

b) Indirecte Probe. Folgende von *Berthier* herrührende Methode gibt für reine Blende recht brauchbare Resultate, bei unreinen Erzen kommen aber Gewichtsdifferenzen von mehr als 5% vor, namentlich wenn kohlensaure Salze vorhanden sind, und es kann dann nur der nasse Weg angewandt werden.

Reine Blende ohne Arsenkies, Schwefelkies und andere zum Theil flüchtige Substanse, wird behuf Abscheidung und Verflüchtigung des Zinks einem Erhitzen mit Eisen unterworfen und aus der Gewichtsdifferenz der Zinkgehalt berechnet.

Unreine Blende muss zuvor durch ein mässiges Glühen zur Entfernung flüchtiger Bestandtheile vorbereitet werden. 1 Centner Erz wird in einen Porzellantiegel von etwa 1¼" Höhe und 1¾" Weite bei einem aufgelegten Deckel von Kohle oder Thon, welcher ein kleines Loch hat, gethan. Der Deckel darf das Probirgut nicht berühren, und das Loch darin dient eines Theils zum Abzug der flüchtigen Körper, andern Theils, um den Deckel mittelst eines Drahthäkchens auflegen und abheben zu können. Der Porzellantiegel wird so in einen Thontiegel (Eisentute) gestellt, dass zwischen beiden ein Zwischenraum bleibt, ersterer sodann mit einem gut schliessenden Thondeckel versehen und der Tiegel einer ¼- bis ½stündigen mässigen Rothglühhitze unter der Muffel oder im Windofen ausgesetzt, um Arsen und den überschüssigen Schwefel auszutreiben. Die Anwesenheit von Kohlensäure ist dabei sehr hinderlich, indem dieselbe bei der bezeichneten Temperatur theilweise weggeht. Die langsam erkaltete, zuweilen gesinterte Masse wird gewogen, im Mörser aufgerieben und mit 60 Pfd. rostfreier Stabeisenfeile und 50 Pfd. gepulverter Eisenhohofenschlacke, welche gut geflossen, nicht zu strengflüssig ist und durch Glühen ihr Gewicht nicht ändert, gemengt. Man schüttet das Gemenge in eine mit Kohle ausgefütterte Eisentute, thut

darauf 50 Pfd. Eisenhohofenschlacke, füllt den darüber befindlichen Raum mit Kohlenstaub aus und verschliesst die Tute mit einem, mit einer kleinen Oeffnung versehenen Thondeckel. Durch $1^{1}/_{2}$—2stündiges Windofen- oder ein etwas kürzeres, etwa 1stündiges Gebläseofenfeuer raucht man das Zink weg und erhält dann im Tiegel einen König, der aus Schwefeleisen und einem mehr oder weniger grossen Korne von überschüssig zugesetztem Eisen besteht. Man muss nicht mehr Eisen nehmen, als nöthig, weil sich sonst bei dem Glühen Kohleneisen bildet und dadurch eine Gewichtszunahme entsteht. *Plattner* wendet eine Beschickung von 20—30 Pfd. Eisen und 2 Ctr. Eisenhohofenschlacke an.

War Blei in dem Zinkerz vorhanden, so findet sich auch wohl ein Bleikorn, es ist aber auch viel Blei verflüchtigt.

Auf dem Könige liegt die geschmolzene Schlacke. Das Ganze wird ausgewogen und die Gewichtsdifferenz gegen die in den Tiegel gebrachte Beschickung gibt den Zinkgehalt des Erzes annähernd an. Wird die Schlacke allein gewogen, so ergibt ihr Mehrgewicht gegen die angewandte Menge Schlacke den Erdengehalt des Erzes. Dieser wird nach Umständen als kohlensaurer Kalk betrachtet und daraus berechnet, wie viel Kohlensäure bei der letzten Hitze ausgetrieben ist. Dieselbe muss dann noch von der Gewichtsdifferenz in Abzug gebracht werden.

Man hält die Temperatur zum Wegrauchen des Zinks für angemessen, wenn ein in den Ofen eingehaltener Eisenstab nach zwei Minuten vollständige Schweisshitze zeigt und beim Herausnehmen Funken sprüht.

Weniger genaue Resultate, besonders bei Blei, Antimon und Arsen enthaltenden Erzen, gibt die Ermittlung des Zinks als Messing, wobei man das calcinirte oder geröstete Erz mit schwarzem Fluss oder Potasche und Mehl und dem 4fachen Kupfer in einer Eisentute einer Weissglühhitze aussetzt. Das Mehrgewicht des Kupfers gibt dann den Zinkgehalt an.

Pag. 309. Rösten der Zinkblende. Die Röstung wird um so vollkommner ausgeführt, je feiner zertheilt die Blende

ist. Zur Verhinderung der Bildung von basisch schwefelsauren Salzen hält man den Luftzutritt durch Anwendung kleiner Arbeitsthüren thunlichst vom Röstgut ab und mengt nach *Ziervogel* auch wohl Kohlenklein ein. In Flammöfen mit doppelter Sohle lassen sich gute Resultate erzielen. —

VII. Zinn.

Pag. 363. Zinnproben. Reiner Zinnstein kann mit Borax und Glas im Kohlentiegel geschmolzen werden, oder mit schwarzem Fluss in einer gewöhnlichen Bleitute. Da das als Säure auftretende Zinnoxyd sich gern mit Alkalien verbindet, muss man einen Zuschlag von Kohle oder von 15—20% Mehl zum schwarzen Fluss nehmen. Die Reduction erfolgt leicht und bei geringer Hitze in $^1/_2$—$^3/_4$ Stunden.

Unreiner Zinnstein wird geröstet, zuletzt mit 15 bis 20% Kohle, mit verdünnter Schwefelsäure, der einige Tropfen Salzsäure zugefügt sind, — (Salzsäure allein wirkt auf das geglühte Eisenoxyd nicht so kräftig ein), so lange digerirt, als die Säure noch gelb gefärbt wird, das ausgesüsste und getrocknete Erz mit 15—20% Kohle im Mörser gut zusammengerieben und mit 3 Ctr. schwarzem Fluss oder mit 2½ Ctr. Potasche und 10 Pfd. Mehl bei einer Kochsalzdecke mit aufliegendem Kohlenstückchen geschmolzen. Bei einem bedeutenden Wolframgehalt glüht man das Erz vor dem Rösten mit Glaubersalz und Kohle und laugt die Masse mit heissem Wasser aus.

Zinnschlacken beschickt man mit schwarzem Fluss und Borax. Bei reichen Schlacken setzt man auch Glas zu. Härtlinge, sowie unreine Erze, welche Pb, Bi, Cu etc. enthalten, müssen auf nassem Wege untersucht werden.

Dritter Band. I. Abtheilung.

X. Silber.

Pag. 41. Kapellenzug. Die Münz- und Medaillen-Commission zu Paris hat den Verlust durch Kapellenzug abgeschätzt, wie die nachstehende Tabelle ergibt.

Wahrer Silbergehalt.	Durch die Kapellenprobe gefundener Silbergehalt.	Verlust oder Silbermenge, welche dem durch Cupellation gefundenen Gehalte zuzurechnen ist.	Wahrer Silbergehalt.	Durch die Kapellenprobe gefundener Silbergehalt.	Verlust oder Silbermenge, welche dem durch die Capellenprobe gefundenen Gehalte zuzurechnen ist.
1000	998,97	1,03	500	495,32	4,68
975	973,24	1,76	475	470,50	4,50
950	947,50	2,50	450	445,69	4,31
925	921,75	3,25	425	420,87	4,13
900	896,00	4,00	400	396,05	3,95
875	870,93	4,07	375	371,39	3,61
850	845,85	4,15	350	346,73	3,27
825	820,78	4,22	325	322,05	2,94
800	795,70	4,30	300	297,40	2,60
775	770,59	4,41	275	272,42	2,58
750	745,48	4,52	250	247,44	2,56
725	720,36	4,64	225	222,45	2,55
700	695,25	4,75	200	197,47	2,53
675	670,27	4,73	175	172,88	2,12
650	645,29	4,71	150	148,30	1,70
625	620,30	4,70	125	123,71	1,20
600	595,32	4,68	100	99,12	0,88
575	570,32	4,68	75	74,34	0,66
550	545,32	4,68	50	49,56	0,44
525	520,32	4,68	25	24,78	0,22

Diese Zahlen sind nicht constant und differiren nach den Umständen, unter denen man arbeitet.

In Freiberg hat man etwas abweichende Resultate erhalten. Bei Brandsilber findet man wegen des Kapellenzuges 0,0015—0,002 zu wenig Silber; in den mittleren Gehalten ist derselbe in der Tabelle zu niedrig angegeben. Es wurden z. B. gefunden auf nassem Wege 11 Lth. 17,6 Grän, auf trocknem Wege 11 Lth. 16 Grän, demnach Differenz = 1,6 Grän = 0,00555, während dieselbe nach der Tabelle 0,00452 ist. Dabei sind allerdings 16 Bleischweren angewandt, während die Differenz nach der Tabelle bei 11 Bleischweren erfolgte.

Nach *Plattner* gibt Feinsilber mit dem 5fachen Blei oft bis 0,009, d. h. pro Mark 2,592 Grän Verlust; Brandsilber mit 15 Loth Feine und dem 5fachen Blei 1,2—1,7 Grän = 0,0042—0,0059, Raffinatsilber mit 11—12 Loth Silber und dem 14—16fachen Blei 2,1—2,4 Grän = 0,0073 bis 0,0083 Verlust.

Zu St. Andreasberger Silberhütte im Oberharze nimmt man den Capellenzug nach Procenten des aus den Silbererzen erhaltenen Silberkornes an zu

4 % bei	1¼—4	Lth. Silber im Ctr. Erz
3 - -	4¼—8	- - - - -
2 - -	8¼—16	- - - - -
1 - -	16¼—24	- - - - -
¾ - -	24¼—480	- - - - -

†

Pag. 41. Silberproben. In Freiberg bedient man sich zum Einwägen der Erze etc. einer Wage, welche noch ½ Milligramm angibt. Die Kornwage zum Auswägen der Silberkörner muss bei 3,75 Gram Belastung noch $^1/_{10}$ Milligramm angeben.

Für Silbererze und für silberärmere Hüttenproducte dient als Probirgewicht der Probircentner = 3,75 Gramm = 100 Pfunden à 100 Pfundtheilen, und das Auswägen des Silberkornes geschieht bis auf halbe Pfundtheile. Die Probirmark für silberreiche Legirungen etc. = 1 Gramm ist in 1000 Theile getheilt. Früher theilte man 1 Gramm als Mark in 16 Loth à 18 Grän oder in 16 Loth à 4 Quentchen à 4 Pfennig à 4 Heller.

Man wiegt bis auf Milligramme aus und gibt nur die geraden Milligramme an, d. h. nur die geraden Zehntelprocente, z. B. 97,4 statt 97,5%. Beim Privatverkauf gibt man das Gewicht auf ¼ Grän, nahe 1 Milligr., an.

A. Silbererzprobe. Die hauptsächlichste Methode ist die Ansiedeprobe, welche in drei Operationen besteht, dem Ansieden oder raschen Einschmelzen der Masse mit Blei, wobei das Silber vom Blei aufgenommen wird, dem Verschlacken und dem Abtreiben.

Die für ein Erz zu wählende Beschickung richtet sich hauptsächlich nach den beigemengten Gangarten.

welche entweder metallischer Natur (Zinkblende, Schwefelkies etc.) oder erdiger Natur sein können. Die erdigen Gangarten zerfallen in basische (Kalkspath, Braunspath, Schwerspath, Flussspath etc.) und saure (Quarz, Silicate, Thonerde, Aluminate). Erze, welche nur aus Silbererz und solchen Gangarten bestehen, nennt man Dürrerze und theilt letztere wieder ein in eigentliche, kiesige (Schwefel-, Magnet- oder Arsenkies enthaltende) und blendige.

Man beschickt die Proben meist mit Borax und Probirblei, dessen Silbergehalt, etwa 1 Pfdthl. in 100 Centner, nicht in Abzug gebracht wird. Basische Erze verlangen den meisten Borax, welcher die Basen aufnimmt und die gebildeten Verbindungen leichtflüssiger macht; kieselerdige Erze bedürfen wenig oder gar keinen Borax, obgleich eine geringe Menge davon als flussbeförderndes Mittel nicht schadet. Zu viel Borax wirkt nachtheilig, besonders wenn die Erze reich an S, Se, Fe und As sind, weil alsdann vom Anfang an die Schlackendecke zu gross wird und sich nicht hinreichend Bleioxyd zur Zerlegung der Schwefelmetalle bilden kann. Es entstehen dann silberhaltige Oxysulphurete. Bedarf man eines bedeutenden Boraxzusatzes, so muss ein Theil davon nachgesetzt werden, ehe man zuletzt heiss thut, namentlich bei einem hohen Eisengehalt.

Das Blei dient zum Ansammeln des Silbers und, indem sich dasselbe beim Verschlacken oxydirt, zur Zersetzung der Sehwefelmetalle und zur Verschlackung der Kieselerde, der Silicate, Aluminate und der gebildeten Metalloxyde. Ein Theil davon verdampft. Je mehr Kieselerde etc. vorhanden ist und je länger die Entschwefelung dauert, um so mehr Blei muss man anwenden.

Man schmilzt bei hoher Temperatur und lässt sich dann bei Zutritt von Luft das Blei oxydiren, welches entschwefelnd und verschlackend einwirkt.

Ein Rösten zu Anfang des Ansiedens, wie *Bodemann* es angibt, ist nicht erforderlich, da das gebildete Bleioxyd eine gleiche Wirkung, und zwar eine bessere, hat.

Gewöhnliches Dürrerz, welches $\dddot{Si}$, $\dot{Ag}$, $\dot{Ag}^3$ ($\dddot{Sb}$, $\dddot{As}$), $\ddot{Fe}$, $\dot{Zn}$, ($\dot{Ca}$, $\dot{Fe}$) $\ddot{C}$ etc. enthält, bedarf wegen des bedeutenden Schwefelgehaltes auf 1 Ctnr. 12—15 Ctnr. Blei und höchstens 15 % Borax. Wenn nöthig kann solcher später nachgesetzt werden. Man siedet rasch an, lässt das Verschlacken lange dauern und gibt zuletzt noch eine starke Hitze, um die Schlacke gehörig flüssig zu machen.

Basische Dürrerze werden mit 8 Ctr. Blei und 25—50 % Borax, den man theilweise nachgibt, beschickt; acide Dürrerze mit 8 Ctr. Blei und 0—20 % Borax; kiesige Dürrerze mit 12—14 Ctr. Blei und 10—15 % Borax; zuweilen muss man von letzterem noch nachgeben.

Silberhaltiger Beiglanz mit 60—80 Pfd. Blei wird beschickt mit 6 Ctr. Blei und 0—15 Pfd. Borax; kiesige und eigentliche Dürrerze gemengt mit 11 Ctr. Blei und 20—30 Pfd. Borax.

Zinkische Erze mit 10—15 Ctr. Blei und 15—25 Pfd. Borax. Dieselben erfordern eine besondere Aufmerksamkeit. Man muss das Zink verflüchtigen und möglichst wenig Zinkoxyd bilden, weil dasselbe strengflüssige Schlacken gibt und von der Schlacke schwer aufgenommen wird. Man darf deshalb vorher nicht rösten, sondern muss beim Ansieden eine möglichst hohe Temperatur geben. Wird die Schlacke zu steif, so legt man beim Verschlacken etwas ausgeglühte Kohle auf die Probe, wodurch sich Zink reducirt und verbrennt, das Metallbad wieder blank wird und die eigentliche Glättebildung erst beginnt. Da der Prozess länger als gewöhnlich dauert und viel Blei verdampft, so muss man verhältnissmässig viel davon anwenden. Wendet man keine Kohle an, so bildet sich leicht ein silberhaltiges Oxysulphuret. Nach *Ziervogel* geben zinkische Erze, in gewöhnlicher Weise angesotten, stets einen schwankenden Silbergehalt. Man muss dieselben zuvor mit Kohlenstaub reduciren und den gebildeten Lech ansieden.

Kupferhaltige Erze müssen so viel Blei als Zuschlag erhalten, dass in dem abzutreibenden Werkblei

wenigstens 16—17 mal mehr Blei als Kupfer enthalten ist. Letzteres lässt sich beim Verschlacken nicht vollständig entfernen. Fahlerze siedet man am besten mit 12 Ctr. Blei und 15 Pfd. Borax an.

Nickel- und kobalthaltige Silbererze, Speisen etc. werden bei hoher Temperatur mit dem bis 20fachen Blei beschickt und später Borax nachgegeben. Da die Scherben 20 Ctr. Blei nicht fassen, so nimmt man gewöhnlich nur 50 Pfd. Probirgut.

Zinnhaltige Erze siedet man mehrere Male mit viel Blei und Borax an, damit die Probe beim Abtreiben nicht erfriert und sich ausblühendes Zinnoxyd bildet.

Erdige Substanzen (After, Abzüge, Schlacken) werden in mehreren, bis 32 Proben, wie Dürrerze angesotten, die erhaltenen Werkbleikönige bis auf einen König gemeinschaftlich verschlackt, der dann abgetrieben wird. Oder man siedet 2 Ctr. Probemehl (z. B. leichtflüssige Schlacken) mit 8—12 Ctr. Blei an; oder man siedet 2 Proben, jede zu 1 Ctr., an und treibt die erfolgenden beiden Könige auf 1 Kapelle ab (z. B. Amalgamirrückstände von Dürrerzen). Die Könige dürfen nicht zu gross und nur die 6—9 fache Bleimenge angewandt sein. Auch kann man 2 Ctr. Schlacken mit 3 Ctr. schwarzem Fluss und 5—8 Ctr. Blei in einer Tute schmelzen.

Rohstein mit 10—12 Ctr. und bei einem Zinkgehalt mit mehr Blei, anfangs ohne Borax, später bei Zusatz von bis 30 %.

Bleistein mit 9—10 Ctr. Blei, anfangs mit wenig, dann mit 12—25 Pfd. Borax; bei einem Nickel- und Kobaltgehalt nimmt man 11—14 Ctr. Blei.

Kupferstein mit 20—30 % Kupfer erfordert 12—15 Ctr. Blei, so dass das Verhältniss zwischen Blei und Kupfer 16:1 wird.

Ofenbrüche behandelt man wie zinkische Dürrerze.

Rückstände von der Schwarzkupferamalgamation und von der Silberextraction werden, meist ohne Borax, $\frac{1}{2}$ Ctr. mit 8—10 Ctr. Blei angesotten.

Bleispeise, Kobaltspeise $\frac{1}{2}$ Ctr. mit dem 10—20fachen

Blei, je 2 Werke nochmals zusammen angesotten und verschlackt.

Glätte, 1 Ctr. wird mit 3 Ctr. schwarzem Fluss und 5—6 % Kohlenstaub unter einer Kochsalzdecke geschmolzen, desgleichen auch Heerd, oder letzterer mit dem 8fachen Blei und mit Borax nach Bedarf angesotten.

Gekrätz, silber- und goldhaltige Abfälle, z. B. aus Graphittiegeln, Kehrigt etc., wird gepocht, calcinirt, 1 Civilpfund getrocknet, der Nässegehalt bestimmt, fein gerieben und durch ein feines Sieb geschlagen, wobei die Silberkörner zurückbleiben. Das Gewicht von Silberkörnern und Gekrätz wird ermittelt und der Silbergehalt beider separat bestimmt. Das Gekrätz wird wie Dürrerz, mit 8—9 Ctr. Blei und entsprechend Borax beschickt, nachdem Kohle oder Graphit nöthigenfalls vorher verbrannt sind.

Man gibt den Silbergehalt an:

bei	5 — 25	Pfundthln.	bis 0,5 Pfundthl.
„	25 — 200	„	nur Ganze und
„	200 und mehr	„	nur die geraden Zahlen.

Je nach dem geringern oder grösseren Silbergehalt werden die Proben einfach oder mehrfach angestellt; und zwar vorschriftsmässig

bei	5—25	Pfdthln.	oder	$1^1/_2$—$7^3/_4$	Lth.	Silber	1fach
„	25—50	„	„	8—16	„	„	2 „
„	50—100	„	„	16—32	„	„	3 „
„	100—200	„	„	32—34	„	„	4 „
„	200—300	„	„	64—100	„	„	6 „
„	300—10,000	„	„	über 100	„	„	8 „

Besser soll folgendes Verhältniss sein:

bei	5—25	Pfdthln.	Silber	1 fach
„	25—50	„	„	2 „
„	51—300	„	„	3 „
„	302—500	„	„	4 „
„	502—1000	„	„	6 „
„	1002—3000	„	„	8 „
„	3002—10,000	„	„	10 „

Bei den mehrfachen Proben wird jede bis $^1/_2$ Pfdthl. ausgewogen und dann der Mittelwerth berechnet.

Ein Ansiedescherben hat folgende Dimensionen: erer ganzer Durchmesser $2^3/_8$", lichter Durchmesser $^5/_{16}$", Tiefe $1^{11}/_{16}$", ganze Höhe 1", unterer Durchmesser $/_{16}$", Dicke des Bodens $^5/_{16}$".

Die gewöhnlichen Kapellen haben $1^7/_{16}$" obern ganzen d $^{15}/_{16}$—1" lichten Durchmesser, $^7/_8$" untern Durchesser, $^3/_4$" ganze Höhe und $^6/_{16}$—$^7/_{16}$" Vertiefung. Die apellenmasse besteht aus 3 Vol. Aescher, 1 Vol. geauchte Kapellenmasse, $^1/_2$ Vol. Kalk und $^1/_{10}$ Vol. nochenmehl.

Die sich beim Aussgiessen der Ansiedeproben über r Schlacke öfters ausscheidenden weissen Parthien behen aus schwefelsaurem Natron, welches sich aus dem hwefel der Erze und dem Natron des Borax bildet. ird bei kaltem Wetter das Giessblech nicht erwärmt, erhält man ein sprödes, schwer zu behämmerndes Blei. ıpferne, mit Röthel ausgestrichene Giessbleche sind den ernen vorzuziehen. Wegen der eintretenden rascheren rstarrung der Proben in letzteren gehen oft Bleitheilchen die Schlacke zurück.

B. Proben von Silberlegirungen. a) Kupferıltige Silber. Dieselben werden mit verschiedenen engen Blei feingetrieben und es kommt zunächst darauf ı, den Gehalt der Legirung annähernd zu bestimmen, n danach den nöthigen Bleizusatz nehmen zu können. ım Anhalten dabei dient:

1) Das Verhalten beim Glühen. Reines Silber bleibt ıverändert; $^1/_{16}$ Kupfer und $^{15}/_{16}$ Silber wird matt, doch eibt es weiss; $\frac{1^1/_2}{16}$ Kupfer und $\frac{14^1/_2}{16}$ Silber wird graulich eiss und am Rande schon schwärzlich; $\frac{2^1/_4}{16}$ Kupfer macht die ɜgirung beim Glühen gleichförmig graulich schwarz, und ıch mehr Kupfer ganz schwarz.

2) Probirnadeln, welche schon ein besseres Anhalten ben und

3) Vorproben mit einer hinreichenden Menge Blei twa dem 16fachen).

Danach bestimmt man nach der *d'Arcet*'schen Tabelle e anzuwendende Bleimenge.

Man treibt z. B. in Freiberg ab: **Brandsilber** bei 98,4—99,2 Ag mit dem 4fachen Blei, **Amalgamirsilber** bei 78—85½ Ag mit dem 13—16fachen Blei, **Extractionssilber** bei 98—98,6 Ag mit dem 5—6fachen Blei. Bei **Münzproben** und **Bruchsilbern** wird mehr Blei genommen. Münzen müssen, weil sie weissgesotten sind, zuvor gereinigt werden, und von Bruchsilbern nimmt man Granalienprobe.

Die Proben werden 2—4fach gemacht, indem man dieselben in einem Skarnitzel von Briefpapier oder Bleifolie auf die gut abgeäthmete Kapelle setzt, in welchem letzteren Falle das Gewicht der Bleifolie von dem Gewichte des richtigen Bleizusatzes in Abzug zu bringen ist. Hat man mehrere Proben von gleichem Gehalt, die einen nahe gleichen Bleizusatz erfordern, so macht man wohl 12 Proben auf einmal. Nachdem das Skarnitzel verbrannt ist, wird das Blei in Gestalt eines halbkugel- oder etwas abgeplattet kugelförmigen Stückes vorsichtig mitten in die Kapelle gesetzt, bei möglichst hoher Temperatur angetrieben, dann die Muffel erst ganz geöffnet und nach Befinden leere Scherben hinter die Kapellen zur Abkühlung derselben gesetzt, um die Temperatur herabzustimmen. Man steigert die Hitze allmählig wieder durch Vorlegen kleiner Kohlen, Wegnehmen der Scherben, schnelles Nachwerfen einiger Kohlen auf den Rost etc.

Wurde viel Blei angewandt, z. B. 14 Bleischweren beim Amalgamirsilber, so kann man anfangs mit Glättrand treiben, später muss man aber die Hitze wieder bedeutend steigern. Brandsilber darf keinen Glätterand ansetzen, da der Bleizusatz zu gering ist und der Blick nicht recht heiss ausfallen würde. Der Rauch muss immer lebhaft wirbeln. Sobald es blicken will, schliesst man die Muffel halb mit dem Stein, um die Luft etwas abzuhalten, da gerade in diesem Augenblicke das Silber Sauerstoff absorbirt und nachher spratzt. Doch scheinen auch atmosphärische Zustände auf das Spratzen einzuwirken. Sobald sich die Probe dem Blick nähert, wird das Korn immer mehr kugelförmig und löst sich stark von der Kapelle ab; während des Blickes nimmt es die Gestalt

einer Halbkugel an. Man lässt das Silber nach dem Blick bis zum völligen Erstarren in der Muffel. Bei einer gut gerathenen Probe ist das Korn vollkommen glänzend und oben rund, der Boden der Kapelle völlig trocken, ohne von erstarrter Glätte zu glänzen. Erfolgte der Blick nicht bei hinreichend hoher Temperatur, so ist das Korn nicht blank und hat auch wohl unterwärts einen Bleisack (anhängendes Blei).

Wird ein grösseres Silberkorn nach dem Blicken noch längere Zeit erhitzt, so entstehen unter Verflüchtigung von Silber auf der Oberfläche des flüssigen Kornes einzelne matte Erhabenheiten, die sich zuweilen in einer Kruste zusammenreihen und nach dem Erkalten des Silberkornes eine matte silberweisse Farbe besitzen. Nach *Plattner*[1]) scheint eine solche Ausscheidung aus einer Verbindung von metallischem Silber mit Silberoxyd zu bestehen und dürfte, analog dem übergaaren Kupfer, als überfeines Silber zu betrachten sein.

Die Feinkapellen sind kleiner, als die Erzkapellen und halb aus Aescher, halb aus Knochenmehl gefertigt. Da sehr heiss getrieben wird, dürfen sie nicht zu dünn sein. Sie haben 1 1/16" obern ganzen und 3/4" lichten Durchmesser, 3/4" untern Durchmesser und sind 9/16" hoch. Zum Amalgamirsilber, welches bei 1/4 — 1/8 Kupfergehalt viel Blei bedarf, nimmt man grössere Kapellen von 9/8" oberem ganzen und 7/8" lichtem Durchmesser, 13/16" unterem Durchmesser, 1/2 — 9/16" Höhe und 1/4" Vertiefung.

b) Silberhaltiges Kupfer. Hierher gehören alle Legirungen, welche pro Mark weniger als 1 Loth Silber enthalten. Reines Kupfer und Silber treibt man bei Anwendung von 50 Pfd. mit dem 16 — 17 fachen Blei ab; unreines Kupfer und Silber mit Au, Pb, Bi, Ni, Co, Sn, Fe muss angesotten werden, 50 Pfd. mit 10 Ctr. Blei und gehörigem Boraxzusatz. Man setzt nicht zu viel Blei zu, muss aber oft bis zu 20 Bleischweren steigen, (Schwarzkupfer, Gaarkupfer, Messing, Tomback etc.)

c) Argentan und zinnhaltige Legirungen werden

---

[1]) *Plattner's* Löthrohrprobirkunst 1853, p. 542.

in Quantitäten von 50 Pfd. mit 10—12 Ctr. Blei und Borax angesotten, von sehr zinnreichen 25 Pfd. mit 10 Ct. Blei. Die Proben werden nach Umständen mehrfach gemacht und die Bleikönige concentrirt. Bei bedeutendem Silbergehalt wendet man, um nicht zu grosse Silberkörner zu erhalten, das Markgewicht an, wiegt also statt 1 Probircentner = 3,75 Gramm nur 1 Mrk. = 1 Gram ein.

d) Werkblei. Man nimmt beim Auskellen Proben, nachdem gut umgerührt, in Gestalt zweier flacher Scheiben von jedem Stich etwa so gross wie einen Thaler, welche gehörig bezeichnet werden. Man wiegt gewöhnlich so viel Blei zur Probe ab, als der Abstich Centner hatte. Da aber hiervon die Silberkörner klein ausfallen, so braucht man auf der Hütte ein 4 mal so grosses Gewicht, als der gewöhnliche Probircentner. Die Kapellen müssen dann entsprechend gross sein, weshalb sie auch durch tagelanges Stehenlassen in der Muffel gut abgeäthmet werden. Eine solche Kapelle hat 2" oberen ganzen und $1\frac{1}{2}''$ lichten Durchmesser bei $\frac{1}{4}''$ Wandstärke, $1\frac{9}{16}''$ untern Durchmesser, $\frac{5}{16}''$ Höhe und $\frac{11}{16}''$ Tiefe. Von Frischblei treibt man 4 Ctr. auf einer gewöhnlichen Kapelle ab und von Probirblei nimmt man 1 Pfd. Civilgewicht = 50 Gramm, concentrirt den Silbergehalt durch Verschlacken und treibt den zuletzt erhaltenen einen König ab.

e) Amalgam. 4—6 Gramm oder auch 1 Probircentner werden auf einem Uhrglase eingewogen, dann auf einer gut abgeäthmeten Kapelle in die fast kalte Muffel gebracht, und etwa $1\frac{1}{2}$ Stunden lang die Hitze allmählig gesteigert. Nachdem alles Quecksilber verraucht ist, gibt man Glühhitze und behandelt dann die Probe als eine gewöhnliche Feinprobe, indem man sie z. B. bei einem Gehalt von 1 Theil Silber auf 6 Theile Quecksilber mit dem 6—7fachen Blei abtreibt. — Sehr quecksilberreiches flüssiges Amalgam destillirt man aus einer Glasretorte und treibt den Rückstand mit Blei ab. Doch kann man dasselbe auch auf eine Kapelle bringen.

f) Eisensauen, Eisen, Stahl. 50 Pfd. gehörig zerkleint werden mit dem 8—10fachen Schwefel stark erhitzt, dann in einem Skarnitzel mehrmals Schwefel nachgesetzt,

bis das Eisen in Schwefeleisen umgewandelt ist. Dieses wird mit Blei angesotten. Bei sehr heissem Ofen und nicht zu viel Eisen kann man das letztere ohne Schwefel mit Borax verschlacken, was jedoch länger dauert.

Von den Silberproben ist die Verschlackungsprobe die rationellste und sicherste, weil man die dabei stattfindenden Vorgänge immer vor Augen hat und nöthigenfalls nachhelfen kann. Die andern Methoden eignen sich meist nur für gewisse Producte, z. B. die Probe mittelst Glätte (Bd. III. 1. pag. 47) für leichtflüssige Schlacken und güldische Geschicke; die Probe mit schwarzem Fluss oder Potasche, Kohle und Blei (Bd. III. 1. pag. 51) zur Concentration von Schlacken, Abgängen etc.; die Probe mit schwarzem Fluss, Borax und einer Kochsalzdecke ohne Bleizuschlag für Bleischlacken und Bleisteine, wenn letztere nicht zu bleiarm sind.

Pag. 51, 87. Rohsteinprobe. Die Rohsteinprobe bezweckt die Ermittlung des Gehaltes an Schwefelmetallen, namentlich an Schwefeleisen Fe S, in Erzen behuf der Roharbeit, der europäischen Amalgamation, der *Augustin*'schen Extraction und zur Controle aller Röstungen. Schwefelkies, $\ddot{\mathrm{Fe}}$, geht in der Hitze nahe zu in $\dot{\mathrm{Fe}}$ über, welches leicht und dünnflüssig ist und sich deshalb gut ansammelt. Man mengt in Freiberg 1 Ctr. Erz mit 2—3 Ctr. Borax (oder 1½ Ctr. Boraxglas) und 1 Ctr. blei- und arsenfreiem Glase und bedeckt das Ganze in einer Tute mit 1½—3 Ctr. Kochsalz. Sind Metalloxyde oder schwefelsaure Salze vorhanden, so setzt man noch höchstens 10% Kolophonium, Pech, Harz oder Kohle zu. Man schmilzt die Probe ¾—1 Stunde in einem guten Windofen. Man erhält einen spröden König, überdeckt mit einer gutgeflossenen grünen Schlacke, welche in solcher Menge vorhanden sein muss, dass der König wenigstens ¼″ hoch mit Schlacke bedeckt ist und dann erst das Kochsalz kommt, welches gewöhnlich weiss bleibt. Der erhaltene spröde König enthält fast reines Schwefeleisen mit etwas Schwefelnatrium, wenn er bei speisgelber Farbe auf dem Bruche rasch bunt anläuft und bald zerfällt. Ein solcher

Stein ist für die Roharbeit besonders erwünscht. Schwefelzink gibt einen mehr grauen, strahligen und weniger rasch zerfallenden Stein. Durch starken Boraxzuschlag und hohe Temperatur sucht man beim Schmelzen das Zink möglichst zu entfernen. Schwefelblei ertheilt dem Steine eine mehr oder weniger graue Farbe und einen blättrigen Bruch. Ein geröstetes Bleierz soll höchstens 5—7% Stein geben. Schwefelkupfer, Cu^2S, geht leicht in den Stein, welcher dann messinggelb wird und bald anläuft. Arsen und Schwefel geben zusammen einen speisigen Stein, wenn der Schwefel vorwaltet, und Speise und Stein zugleich, wenn Arsen vorherrscht. Ein speisiger Stein sammelt das Silber nur schlecht an und lässt sich später schwer rösten.

Diese Rohsteinprobe gibt den Schwefelgehalt höher an, als man ihn im Grossen erhält, weil in dem Schmelzofen eine Oxydation des Röstgutes nicht ausgeschlossen ist. Selten lässt dieselbe einen richtigen Schluss auf die Schwefelmenge zu. Ist Blei vorhanden, so geht dieses theilweise in den Rohstein und fehlt es an Schwefel, so erhält man oft gar keinen Stein, und besonders Schwefelzink geht dann mechaniseh in die Schlacke. *Plattner* hat deshalb die nachstehende genauere Probe angegeben:

50 Pfd. Probemehl werden mit 100 Pfd. Salpeter nach und nach in einen unter der Muffel stehenden Tiegel von Thon oder Eisen eingetragen und die Hitze so hoch gesteigert, dass die Masse noch dicke Blasen wirft und breiartig wird. Man zieht dieselbe alsdann mit möglichst wenig kochendem Wasser aus, filtrirt in eine graduirte Proberöhre, erhitzt das Filtrat mit Salzsäure und fällt mit Chlorbarium. Da sich der schwefelsaure Baryt schnell setzt, so kann man den Schwefelgehalt der Probe bald ablesen. Weil sich bei starker Verdünnung der Flüssigkeit der Niederschlag mehr zusammensetzt, als in concentrirterer Lösung, so erfordert die Probe Vorsicht und Uebung.

Pag. 71. *Markus*[1]) hat Versuche über die Fällung des Silbers aus Erzen und Producten ohne

[1]) Oester. Zeitschr. 1854. p. 313.

Bleizutheilung (durch Eisen) mit Rücksicht auf die Extraction bleiischer Zeuge angestellt, welche nicht ungünstig ausgefallen sind.

Pag. 55. *Gay-Lussac*'s Silberprobe. Die Anwendbarkeit dieses Verfahrens wird beeinträchtigt durch einen Gehalt des Probirgutes an Schwefel und Zinn. *Levol*[1]) wendet bei Anwesenheit dieser Stoffe als Lösungsmittel für die Probesubstanz statt der Salpetersäure concentrirte Schwefelsäure an und beseitigt dadurch alle Uebelstände.

Pag. 99. Roharbeit mit schwerspäthigen Erzen auf den Altaischen Hütten. Bei dieser Arbeit nimmt der Stein stets Schwefelbarium auf, welches bei der nachfolgenden Verbleiung Gold und Silber zurückhält. Auch werden die Steine durch diese Schwefelung specifisch leichter und trennen sich schwieriger von der Schlacke. *Aidarow*[2]) schmilzt deshalb die Erze zur Abscheidung des Baryts mit Eisenerzen und setzt den dabei erfolgenden Stein nach gehöriger Röstung mit neuen Silbererzen durch, wobei der übermässige, einen Stein von geringerem Halte nach sich ziehende Verbrauch an Eisensteinen vermindert wird und Rohsteine mit einem doppelten Gehalte erfolgen.

Pag. 117, 127. Saigerwürdigkeit der Oberharzer Schwarzkupfer. Nach Ausweis der nachfolgenden Berechnung, welche sich auf ein in meinen Oberharzer Hüttenprocessen pag. 184 gewähltes Beispiel bezieht, lassen sich $4^1/_2$ löthige Schwarzkupfer kaum noch mit Vortheil entsilbern. 306 Ctnr. Schwarzkupfer mit $5^1/_2$ Lth. Silber wurden mit 841 Ctnr. 50 Pfd. Blei verfrischt und davon 109 Mark 5 Lth. Blicksilber = 101 Mark 2 Lth. Brandsilber im Werthe von 1415 Thlr. 18 Ggr. erhalten. An Blei erfolgten 741 Ctr. wieder. Es betrug

	Thlr.	Ggr.	Pf.
der Bleiverlust 100 Ctr. oder für	500 Thlr.	— Ggr.	— Pf.
„ Aufwand an Brennmaterial	347 „	14 „	6 „
„ „ „ Heerdmaterial	11 „	18 „	8 „
„ „ „ Arbeitslöhnen	139 „	18 „	5 „
Summa Kosten	999 Thlr.	3 Ggr.	7 Pf.

[1]) Polyt. Centr. 1855, p. 1272.

[2]) Bgwfd. XVIII, 69.



XI. Gold.

Pag. 281. Goldgewinnungsapparat. *Seymour*[1]) wendet zur Absonderung des Goldes von der beibrechenden Gebirgsart Luft statt des Wassers an.

Pag. 311. Abscheidung des Iridiums aus dem Golde. Die Anwesenheit des Iridiums im Golde veranlasst Schwierigkeiten bei dessen Vermünzung und sonstiger Verarbeitung. Das in den Münzwerkstätten vom Verarbeiten des californischen und australischen Goldes erfolgende Gekrätz erhält oft eine erhebliche Menge Iridium. Bei der bisherigen Behandlung des Gekrätzes mit einem reducirenden, solvirenden und Glätte enthaltenden Flussmittel erfolgte ein silber- und goldhaltiges Blei, welches nach dem Cupelliren eine Legirung von Gold und Silber gab. Beim Abscheiden des Silbers vom Golde blieb das Iridium bei letzterem.

Nach *d'Hennin*[2]) schmilzt man zweckmässiger 12,5 Thle. des Gekrätzes mit 15 schwarzem Fluss, 14 Kreide, 2,5—3 arsensaurem Natron und 20 Borax, Weinstein, Kohle und Glätte in einem Windofen. Man erhält dabei einen Gold und Silber enthaltenden Bleikönig und darüber einen Klumpen von eisengrauer Farbe, welcher Arsen, Eisen und Iridium enthält, sich von dem Blei leicht trennen und auch cupelliren lässt. Auf diese Weise lässt sich das Gold vollständig von einem Iridiumgehalte befreien.

In der Münze zu Philadelphia schmilzt man nach *Dubois*[3]) californisches Gold, welches in 1000 Thln. etwa 1 Thl. Iridium enthält, mit 3 Thln. Silber zusammen, wobei eine Legirung von 12—13 specif. Gew. entsteht, während das Iridium bei 19 specif. Gew. zu Boden geht. Man schöpft den Inhalt des Tiegels, um Granalien zu bilden, etwa bis zu 1 Z. aus oder lässt etwa 4—5 Kilogr. im Tiegel, welche wiederholt mit Silber zusammengeschmol-

1) B. u. h. Ztg. 1855, p. 381.
2) Polyt. Centr. 1855, p. 1069.
3) Ann. d. min. 5 sér, VI, 518. — Polyt. Centr. 1855, p. 1180.

zen und wie vorhin behandelt werden. Wird der endliche Rückstand mit Schwefelsäure in Platingefässen gekocht, so bleibt das Iridium zurück.

XII. Platin.

Pag. 333. Analysen von Platinerzen und Platinrückständen. *Claus*[1]) hat nach einer von ihm vorgeschlagenen Analysirmethode für Platinerze und ihre Rückstände nachstehende Analysen von solchen Substanzen mitgetheilt:

	I	II	III
Platin	85,97	81,02	10,08
Rhodium . . .	0,96	1,98	1,51
Palladium . . .	0,75	0,93	Spr.
Osmium . . .	0,54	0,95	27,32
Iridium . . .	0,98	0,98	55,24
Eisen	6,54	7,91	Spr.
Kupfer	0,86	0,61	Spr.
Ruthenium . .	—		5,85
Kalk	0,50	Spr.	—
Unlösliches . .	1,60	4,40	—
	98,70	98,78	100,00.

I. Platinerz am Ural aus den goroblagodatschen Werken. II. Analyse eines amerikanischen Erzes. III. Osmiridium in glänzenden sechsseitigen Tafeln.

Von den Platinrückständen unterscheidet man zweierlei Arten, nämlich

a) die gewöhnlichen Rückstände, welche als unlöslicher Rest der Platinerze beim Auflösen in Königswasser zurückbleiben und welche von Seiten der Regierung sehr freigiebig den Chemikern des In- und Auslandes mitgetheilt werden.

Claus fand dieselben zusammengesetzt aus:

---

[1]) *Claus*, Beiträge zur Chemie der Platinmetalle. Dorpat 1854 p. 60.

Ruthenium	1,15	Durch Chlor aufschliessbare Bestandtheile.
Rhodium	0,95	
Osmium	2,48	
Platin	2,54	
Iridium	15,91	
Eisen	7,43	
Kalk	0,63	
Magnesia	0,43	
Chromoxyd	28,81	Durch Schmelzen mit Kali aufgeschlossene Bestandtheile.
Eisenoxydul	23,00	
Thonerde	5,05	
Kieselerde	8,87	
Kalk und Magnesia .	0,80	
	98,05	

b) die selteneren Rückstände, welche durch Fällen der Mutterlauge der Platinerzlösungen durch Eisen gewonnen werden, die in geringer Menge vorhanden und daher nur wenigen Chemikern des Inlandes zugänglich sind. Dieselben zeichnen sich durch einen bedeutenden Gehalt an Rhodium aus.

Pag. 334. Nach *Max Böcking*[1]) enthält Platinerz von Borneo:

Pt	Ir	Os	Au	Fe	Cu	Os. Ir.
82,60	0,66	0,30	0,20	10,67	0,13	3,80

XIII. Nickel.

Pag. 340. *Plattner's* Nickelprobe.

Lässt sich eine Substanz, z. B. Nickelmetall, nicht fein reiben, so wird beim Arseniciren nur deren Oberfläche angegriffen. In solchem Falle muss man die arsenicirte Masse im Mörser wieder zerstückeln und nochmals mit halb so viel Arsen, als vorher, beschicken. Ein Mangel an Arsen gibt sich durch grosse Strengflüssigkeit der Probe zu erkennen.

[1]) Ann. d. Chem. u. Pharm. XCII. 243.

Zur Verhinderung einer zu frühen Verschlackung von Kobalt ist es räthlich, beim solvirenden Schmelzen (Bd. II pag. 141) vor dem Arseniciren 1—6% Eisenfeile zuzusetzen, falls kein Eisen durch die Bleischeidung in die Substanz kommt.

Bei antimonreichen Substanzen, aus denen sich durch Rösten Antimon nicht vollständig entfernen lässt, gibt man beim solvirenden Schmelzen (Bd. II. pag. 141) einen Zuschlag von Blei und Eisen. Das nicht ins Blei gehende Antimon wird dann durch Eisen abgeschieden.

Beim Verschlacken des Eisens (Bd. II pag. 142 d) bedeckt sich zuweilen das Korn mit einer dicken Oxydhaut, und man erkennt dann das gute Arbeiten der Probe nur an dem fortwährenden Zucken. Ist das Eisen fast ganz aufgelöst, so zeigen sich zuerst am unteren Rande der Probe blanke Stellen, und so wie dieselben grösser werden, muss man die Probe, welche Arsendämpfe ausstösst, herausnehmen und in Wasser ablöschen. Das wenige noch vorhandene Eisen wird auf der Cokeskapelle (Bd. II. pag. 143 e) abgeschieden.

Das Verschlacken des Kobalts (Bd. II pag. 143 f) geschieht bei blanker Oberfläche, und das Erscheinen eines Häutchens bei richtig geleiteter Temperatur gibt Nickel unzweideutig zu erkennen. Anfangs zeigen sich auf dem blanken König einige ganz kleine Schüppchen, welche schnell über die Oberfläche eilen, dann entstehen grössere Schuppen. Man lässt erstere in den Borax gehen, ehe man die Probe aus den Ofen nimmt, weil sonst etwas Kobalt zurückbleiben würde.

Zur Beschleunigung der Verschlackung des Nickels (Bd. II pag. 144 g) wendet man statt des Borax besser Phosphorsalz an. Da dieses aber leicht etwas Kupfer verschlackt, so setzt man noch die 2—6 fache Menge der Probe an Gold oder Silber zu, was besonders bei kupferarmen Substanzen sehr räthlich ist. Man wendet gewöhnlich Gold an, weil dasselbe leichter rein zu erhalten ist, als Silber. (Das Zuschlagssilber wird am besten durch Zersetzung von Chlorsilber mit Zink und Auskochen des Silbers mit Salzsäure dargestellt.) Das zuvor entwässerte

Phosphorsalz wird eingeschmolzen, dann das Gold oder Silber mit dem König zusammen in einem Skarnitzel auf den Scherben gesetzt, nachdem der König ziemlich klein geworden ist. Die Verschlackung des Nickels geschieht bei trüber Oberfläche des Korns, und dessen Blankwerden deutet auf das Entferntsein des Nickels. Ist das Verhältniss von Gold oder Silber zum Kupfer gross, so bleibt die Probe blank, andernfalls überzieht sie sich mit einer Kupferoxydulhaut, dann aber treten die übrigen Kennzeichen der Gaare ein. Das Kupfer ist in Verbindung mit Gold oder Silber frei von Arsen. Kurz vor Eintritt der Gaare zeigen sich Arsenflämmchen und das Rauchen des Königs, der in die Schlacke geht, hört nach dem Gaarwerden auf.

Pag. 366. Darstellung von metallischem Nickel.

4) Nach *de Ruolz* und *Fontenay*[1]) wird das Nickel des Handels zur weiteren Reinigung in Königswasser gelöst, die Lösung mit Chlorgas behandelt, aus derselben durch Kochen mit nicht stark überschüssigem kohlensauren Kalk das Eisen, dann durch Soda das Nickel niedergeschlagen. Der Niederschlag des letzteren wird abermals in Salzsäure gelöst, die Lösung mit Chlorgas gesättigt und das Eisen vollständig durch kohlensauren Baryt abgeschieden. Aus der zurückbleibenden Lösung wird das Nickel in gewöhnlicher Weise als Oxyd gefällt und dieses reducirt.

Nickelspeise wird vor dieser Behandlung mit dem gleichen Gewichte Feldspath und $^1/_5$ Salpeter geschmolzen und die erhaltene Masse geröstet.

Als Trennungsmittel für Nickel und Kobalt soll auch im Grossen salpetrigsaures Kali[2]) angewandt sein, wodurch die Unannehmlichkeiten beseitigt werden, welche die Anwendung des Kalkes bei der nassen Scheidung herbeiführt.

5) Die Benutzung des Nickels in nickelhaltigem Kupfer, Glimmerkupfer, (Bd. I 221; II 190) wird im Mansfeldschen auf die Weise erreicht, dass man das Kupfer granulirt, die Granalien in mehrere terrassenförmig unter ein-

---

[1]) Polyt. Centr. 1855, p. 282. — Bgwfd. XVIII, 466.
[2]) *Pogg.*, LXXXVIII, 496. — *Erdm.*, J. f. pr. Ch. LVIII, 185.

[illegible] und [illegible] das oberste Ge-
[illegible] Nach einiger Zeit
[illegible] in das
[illegible] geringen Ge-
[illegible] dieser durch Kry-
[illegible] abgeschnitten, wird an
[illegible] Lagerung erzeugt
[illegible] dem [illegible]
[illegible]

[illegible] auf noch
[illegible]
[illegible] mehr der
[illegible] wird zur Ver-
[illegible] passender
[illegible] eingesetzt, dieses
[illegible]
[illegible]
[illegible] des
[illegible] gelassen
[illegible] werden. Das
[illegible]

[illegible]
[illegible]
[illegible]
[illegible]
[illegible]
[illegible]
[illegible]
[illegible]
[illegible]
[illegible] Nickel
[illegible] durch [illegible]
[illegible]
[illegible]
[illegible]
[illegible]
[illegible]

[illegible]

Eisenchlorid und kohlensaurem Kalk die Arsensäure als arsensaures Eisenoxyd nebst Eisenoxydhydrat in der Kochhitze niedergeschlagen, die abgezogene Lauge eingedampft und durch vorsichtigen Zusatz von Chlorkalklösung das Kobalt ausgeschieden, wobei man lieber etwas Kobalt beim Nickel lässt, als umgekehrt. Aus der neutralen Kobaltlösung schlägt man das Nickel durch Kalkmilch nieder und reducirt das ausgewässerte, getrocknete und gemahlene Nickeloxydulhydrat durch Glühen mit 5 % ordinärem Kornmehl und etwas Runkelrübensyrup.

Das Erhitzen der in Würfel geschnittenen, getrockneten und in Kohlenpulver verpackten Masse geschieht in einem Tiegel bei heftiger Weissglühhitze. Sollte das Nickeloxydhydrat noch unrein sein, so röstet man dasselbe vor der Reduction mit 10—15% Soda, wodurch die letzten Antheile Arsen und Schwefel entfernt werden.

Das auf diese Weise dargestellte Nickel steht den im Handel vorkommenden sonstigen Nickelsorten (Bd. I pag. 223) nicht nach, wie die nachfolgende Analyse ergibt:

Ni	Co	Cu	Fe	S	Si
86,40	12,00	Spr.	0,22	0,10	1,40

XV. Mangan.

Pag. 384. Braunsteinproben. Nach *Mohr*[1]) ist die beste Braunsteinprobe die nachstehende: Der Braunstein wird in einer dicken metallnen Schaale auf einer kleinen Weingeistlampe erhitzt und mit der Kugel eines Thermometers umgerührt. Sobalt dasselbe 110° C. erreicht, entfernt man den Braunstein vom Feuer und rührt noch beständig um, wobei das Thermometer noch auf 120° C. steigt. Die Metallschaale lässt man vor dem Wägen in einem Chlorcalciumapparate erkalten. (Das Erwärmen des Braunsteins in flüssigen Bädern ist eine sehr unangenehme Arbeit, die nicht einmal die Sicherheit gibt, dass der

[1]) *Mohr*, Lehrb. der chem. analyt. Titrirmethode. Braunschweig 1855, p. 170.

Körper wirklich die verlangte Temperatur erhalten hat. Das stundenlange Erwärmen des Braunsteins in einer dünnen Schicht (Bd. III a pag. 386) ersetzt man zweckmässig durch das schneller wirkende Umrühren mit der Kugel). 2,178 Grm. des getrockneten Braunsteins werden bei Anwesenheit von 30—50 C. C. titrirter Kleesäurelösung, (welche im Liter 63 Gramm = 1 Atom krystallisirte Oxalsäure enthält) durch 4—5 C. C. Schwefelsäure in einer Kochflasche zersetzt, wobei Kohlensäure entweicht. Die Lösung wird bis zu 300 C. C. mit Wasser verdünnt und der nicht zersetze Theil der Kleesäure mit Chamäleonlösung bestimmt. Da 1 Atom Kleesäure und 1 Atom Manganhyperoxyd sich zersetzen, so stellt 1 C. C. verbrauchte Normalkleesäure genau $^1/_{1000}$ Atom Manganhyperoxyd in Grammen dar. 1 C. C. Chamäleon = 0,1846 C. C. Normalkleesäure.

Man reducirt die verbrauchten C. C. Chamäleonlösung auf Normalkleesäure, zieht diese von der angewandten ganzen Menge der letzeren ab und multiplicirt den Rest mit 2, wodurch man den Gehalt des Braunsteins an Superoxyd in Procenten erhält.

Dieses Verfahren ist sehr genau und gibt mit der *Fresenius-Will*'schen Methode verglichen oft Differenzen von 1—$1^1/_2$% positiver und negativer Natur, was darin seinen Grund haben kann, dass die Aufschliessung bei letzterer Methode nicht gehörig geschah. Saugt man bei dem *Will-Fresenius*'schen Verfahren die Kohlensäure nicht gehörig aus, so kann man $^1/_2$—$^3/_4$% zu wenig erhalten. Dasselbe ist indess die leichteste und sicherste Form der Gewichtsanalyse.

Fuchs' oder *Fikentscher's* Methode (Bd. III a pag. 388) mit metallischem Kupfer fördert zwar etwas langsamer, ist aber genau und erfordert wenig Vorbereitung.

Ein sehr gebräuchliches Reductionsmittel des Braunsteins in saurer Lösung ist das Eisen im Zustande von Oxydul oder Chlorür. (Eisen in Salzsäure gelöst, reiner Eisenvitriol, eine titrirte Eisenvitriollösung oder schwefelsaures Eisenoxydul-Ammoniak.) Man thut eine bestimmte überschüssige Menge der eisenhaltigen Substanz (z. B.

7—8 Gramm Eisendoppelsalz) in eine Kochflasche zu 1,111 Gramm Braunstein, zersetzt diesen bei möglichstem Luftabschluss durch Salzsäure und bestimmt den Ueberschuss des Eisenoxyduls mit Chamäleon. (1 Gramm Eisensalz = 21,4 C. C. Chamäleon.) 2 Atom des Eisendoppelsalzes = 392 werden von 1 Atom Manganhyperoxyd = 43,57 vollständig oxydirt.

Diese Analyse hat vor der Kleesäureanalyse den Vorzug, dass sich mit starker Salzsäure arbeiten lässt, welche den Braunstein vollständig aufschliesst, während bei ersterer leicht ein eisenoxydhaltiger Thon ungelöst zurückbleibt, der eine Filtration veranlassen kann. Auch geht die Operation rascher von statten.

Bei derselben Genauigkeit lässt sich die Untersuchung mit Eisendoppelsalz schneller und leichter ausführen, als die von *Mohr* [1]) vorgeschlagene Methode mit arsenigsaurem Natron und Jodlösung.

Dritter Band. II. Abtheilung.

Pag. 79. Bemerkungen über Gebläse auf britischen Eisenhütten [2]) aus:

The Iron Manufacture of Great Britain theoretically and practically considered by W. Truran. London 1855.

---

[1]) *Mohr*, c. l., p. 327.
[2]) B. u. h. Ztg. 1855, p. 382, 387.

I. Sachregister
zum ersten, zweiten und dritten Bande.

A.

C.

G.

N.

O.

Q.

R.

S.

---

*) Idioticon der österreichischen Berg- und Hüttensprache von C. von Scheuchenstuel. Wien, 1856.

II. Ortsregister
zum ersten, zweiten und dritten Bande.

A.

B.

C.

D.

E.

F.

P.

R.

S.

T.

U.

V.



III. Abkürzungen in den Citaten.

Ann. d. chym. et phys. bedeutet Annales de chymie et physique, par Arago, Chevreul, Dumas, Pelouze, Boussignault et Regnault. Paris.

Ann. d. min. bedeutet Annales des mines, redigées par les ingénieurs des mines. 1.—5. série. Paris.

Ann. d. Ch. u. Pharm. bedeutet Annalen der Chemie und Pharmacie, herausgegeben von Wöhler, Liebig und Kopp. Heidelberg.

Bgwfd. bedeutet Der Bergwerksfreund, herausgegeben vom Hüttenmeister Heine. Eisleben.

B. u. h. Ztg. bedeutet Berg- und hüttenmännische Zeitung, herausgegeben von C. Hartmann. Freiberg.

Bair. Kst. u. Gew. Bl. bedeutet Kunst- und Gewerbeblatt des polytechnischen Vereins für das Königreich Baiern. München.

Berl. Hand., Ind. u. Gew. Bl. bedeutet Berliner Gewerbe-, Industrie- und Handelsblatt, herausgegeben von Neukrantz und Metzke. Berlin.

Berz. Jahresber. bedeutet Jahresbericht über die Fortschritte der Chemie und Mineralogie, von Berzelius. Tübingen.

Dingl. bedeutet Polytechnisches Journal, herausgegeben von J. G. Dingler und E. M. Dingler. Stuttgart.

Erdm. u. Schweigg. J. bedeutet Journal für praktische Chemie, herausgegeben von O. L. Erdmann und Schweigger-Seidel. Leipzig.

Erdm. J. f. ök. u. techn. Ch. bedeutet Journal für ökonomische und technische Chemie, herausgegeben von O. L. Erdmann. Leipzig.

Erdm. J. f. pr. Ch. bedeutet Journal für praktische Chemie, herausgegeben von O. L. Erdmann und Marchand, später von Erdmann und G. Werther. Leipzig.

Freib. Jahrb. bedeutet Jahrbuch für den Berg- und Hüttenmann. Freiberg.

Götting. Nachr. bedeutet Nachrichten von der G. A. Universität und der Königl. Gesellschaft der Wissenschaften zu Göttingen.

Gilb. Ann. bedeutet Annalen der Physik herausgegeben von Gilbert. Halle.

Hartm. Report. bedeutet Repertorium der Bergbau- und Hüttenkunde, von C. Hartmann. 2 Bde. Weimar 1839 und 1840.

Hausm. met. Beitr. bedeutet Beiträge zur metallurgischen Krystallkunde von Hausmann. Göttingen 1850. — Dessen neue Beiträge. Göttingen 1852.

Hausm. nordt. Beitr. bedeutet Nordteutsche Beiträge zur Berg- und Hüttenkunde von Hausmann. Braunschweig.

Hausm. Stud. d. Götting. Ver. bedeutet Studien des Göttinger Vereins bergmännischer Freunde, herausgegeben von Hausmann. Göttingen.

Jahrb. f. d. sächs. B. u. Hm. siehe Freib. Jahrb.

Jahrb. d. k. k. geol. Reichsanst. bedeutet Jahrbuch der kaiserlich königlichen geologischen Reichsanstalt. Wien.

Jahrb. d. nass. Ver. bedeutet Jahrbücher des Vereins für Naturkunde im Herzogth. Nassau. Herausgegeben von Fridolin Sandberger. Wiesbaden.

Karst. Arch., 1. u. 2. R. bedeutet Karsten's Archiv für Mineralogie, Geognosie, Bergbau und Hüttenkunde, 1. u. 2. R.

Kraus Jahrb. bedeutet Jahrbuch für den Berg- und Hüttenmann des österreichischen Kaiserstaates, herausgegeben von Kraus. Wien.

Köhler's Journ. bedeutet Bergmännisches Journal, herausgegeben von Köhler und Hoffmann. Freiberg 1788—1793.

Koch kryst. Hüttenpr. bedeutet Beiträge zur Kenntniss krystallinischer Hüttenproducte von Koch. Göttingen 1822.

Lieb. Jahresber. bedeutet Jahresbericht über die Fortschritte der reinen, pharmaceut. und technischen Chemie, Physik, Mineralogie und Geologie, herausgegeben von Liebig und Kopp. Giessen.

Leonh. Jahrb. bedeutet Neues Jahrb. für Mineralogie, Geognosie, Geologie und Petrefactenkunde. Stuttgart.

Mitth. d. Han. Gew.-Ver. bedeutet Mittheilungen des Gewerbe-Vereines für das Königreich Hannover, herausgegeben von Karmarsch. Hannover.

Neuer Schaupl. d. Bgwkde. bedeutet Neuer Schauplatz der Bergwerkskunde. Quedlinburg und Leipzig, 1845—1848.

Oesterr. Zeitschr. bedeutet Oesterreichische Zeitschrift für Berg- und Hüttenwesen, herausgegeben von Otto Freiherrn von Hingenau. Wien.

Pharm. Centr. bedeutet Chemisch pharmaceutisches Centralblatt, redigirt von Knop. Leipzig.

Pharm. J. Trans. bedeutet Pharmaceutical Journal and Transactions, edited by Bell. London.

Pogg. Ann. bedeutet Annalen der Physik und Chemie, herausgegeben von Poggendorff. Leipzig.

Polyt. Centr. bedeutet Polytechnisches Centralblatt, herausgegeben von Schnedermann und Böttcher. Leipzig.

Preuss. Zeitschr. bedeutet Zeitschrift für das Berg-, Hütten- und Salinenwesen im preussischen Staate, herausgegeben von R. v. Carnall. Berlin.

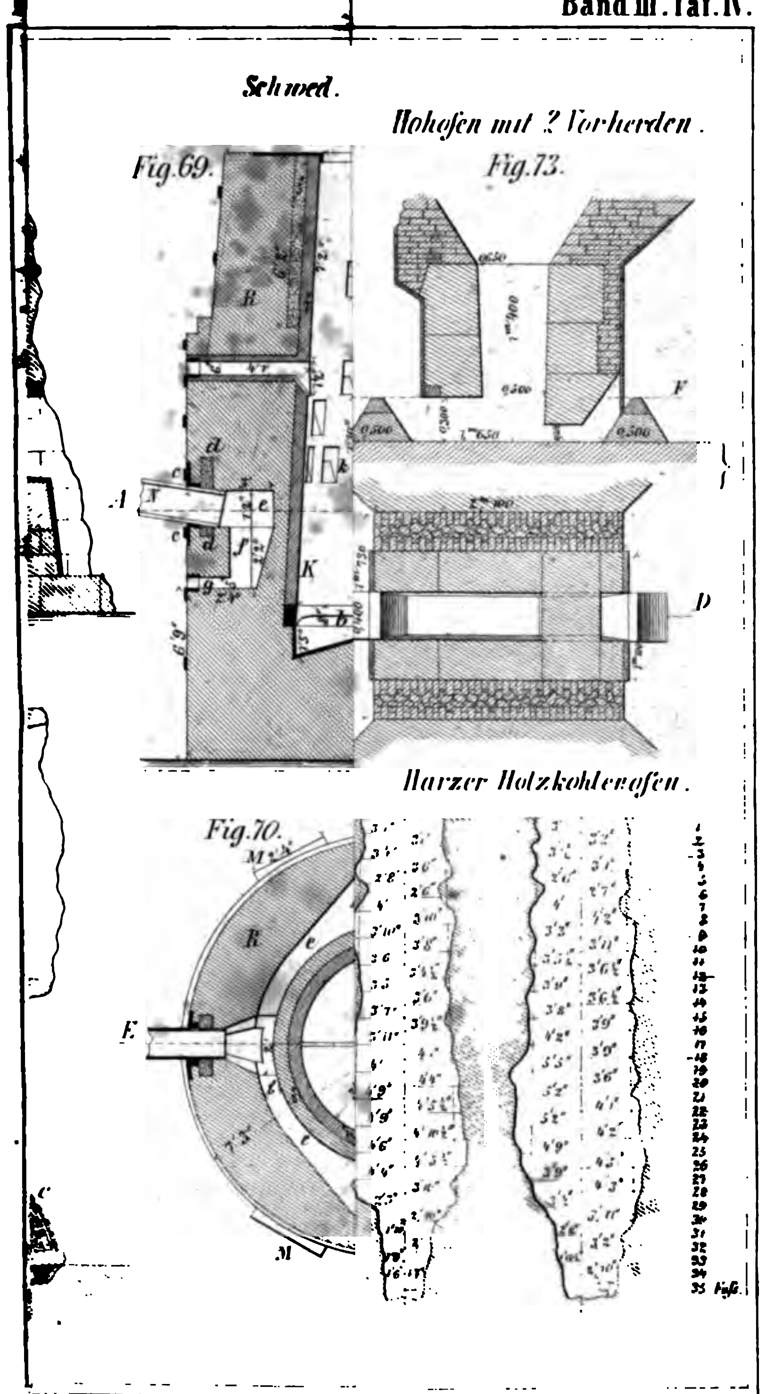
Prechtl techn. Encykl. bedeutet Prechtl's technologische Encyklopädie. Stuttgart.

Russegg. Reis. bedeutet Russegger's Reisen in Europa, Asien und Afrika. 4 Bde. Stuttgart. 1841—1848.

Schweigg.-Seid. J. bedeutet Journal f. Chemie und Physik, herausgegeben von Schweigger (1811—1820), später von Schweigger und Seidel (1821—1823). Nürnberg.

Tunner's Jahrb. bedeutet Jahrbuch für den innerösterreichischen Berg- und Hüttenmann, herausgegeben von Tunner. Grätz 1841 u. f. — Dessen berg- und hüttenmännisches Jahrbuch der k. k. Montanlehranstalt zu Leoben. 1851—1855.

Druck von A. Th. Engelhardt in Leipzig.



Lith. Anst. von J. Steinmetz in Meissen.

Eisenhohofenzonen.

Fig. 83.

a a

Vorwärm-Zone.

b

Reductions-Zone.

c

Kohlungs-Zone.

d

Schmelz-Zone.

600 bis 1700°

1800°

e

000 bis 2650°

Verbrennungs-Zone.

f

Schlackenkrücke

Gichtkrücke.

Gossen oder Wischeisen.

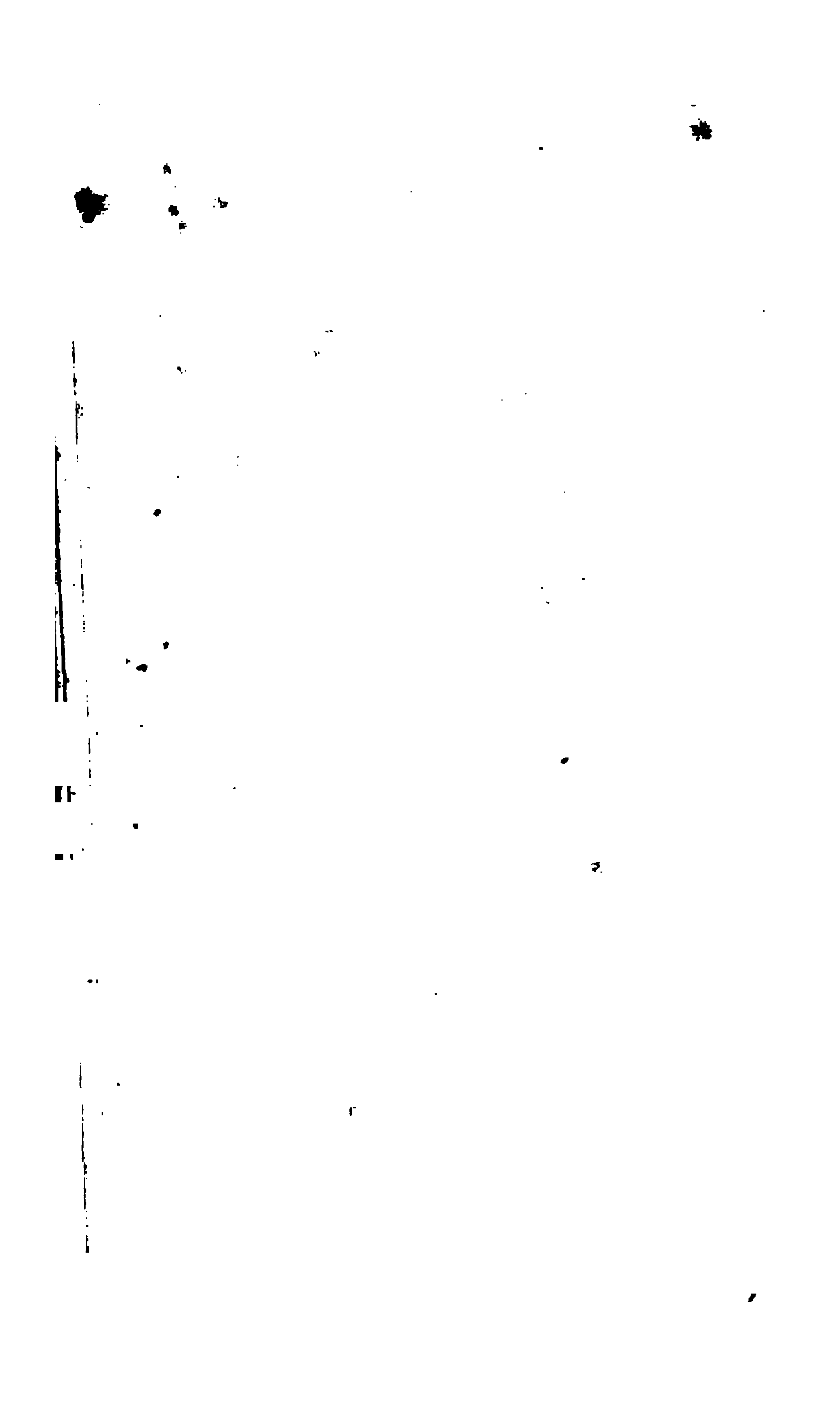
Fig. 8

N. M. 6m 85

Bel. Fig. zug.

Verl.

Lith. Anst. von J. Steinmetz in Meissen





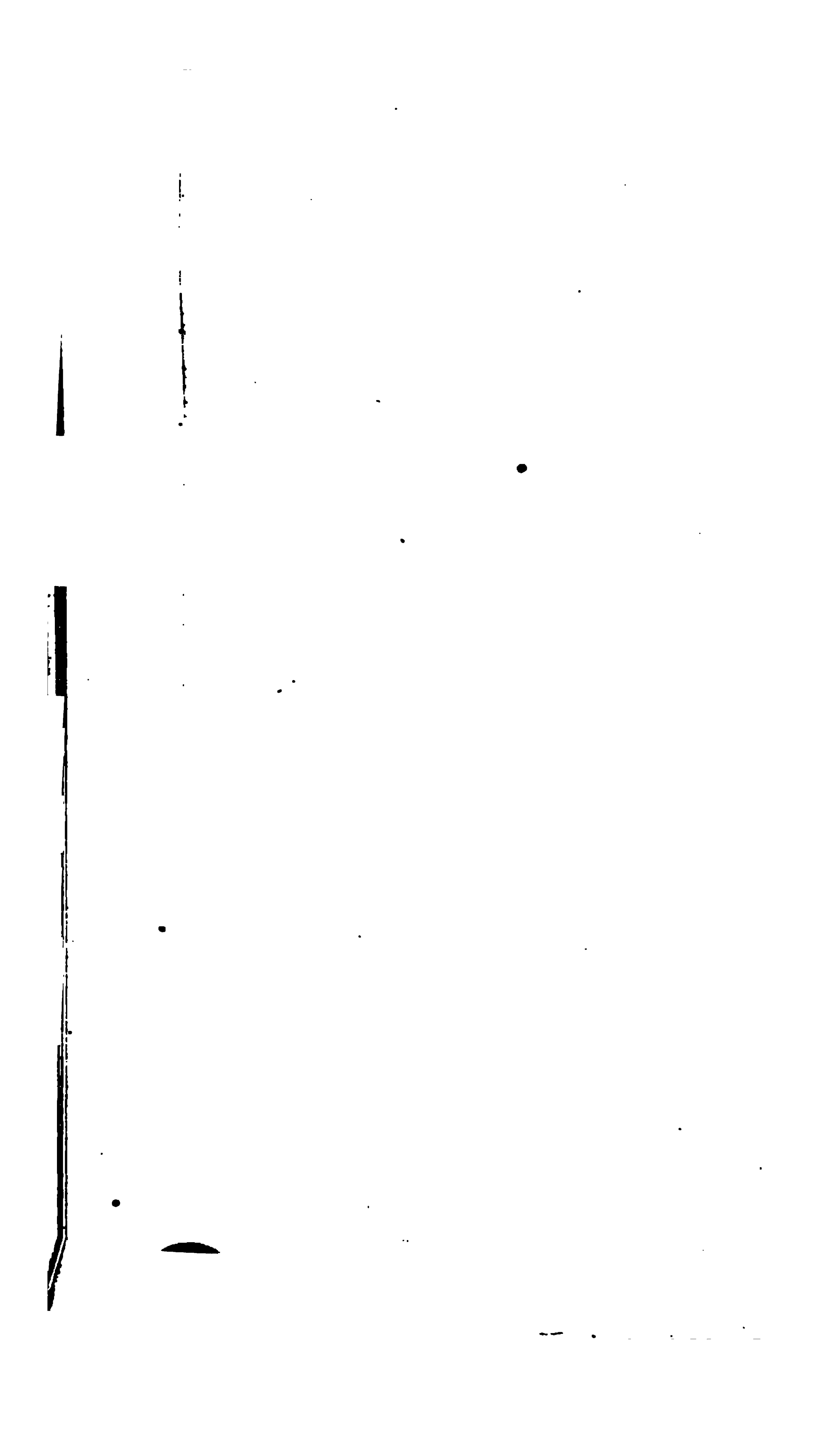
Drahtdreier.

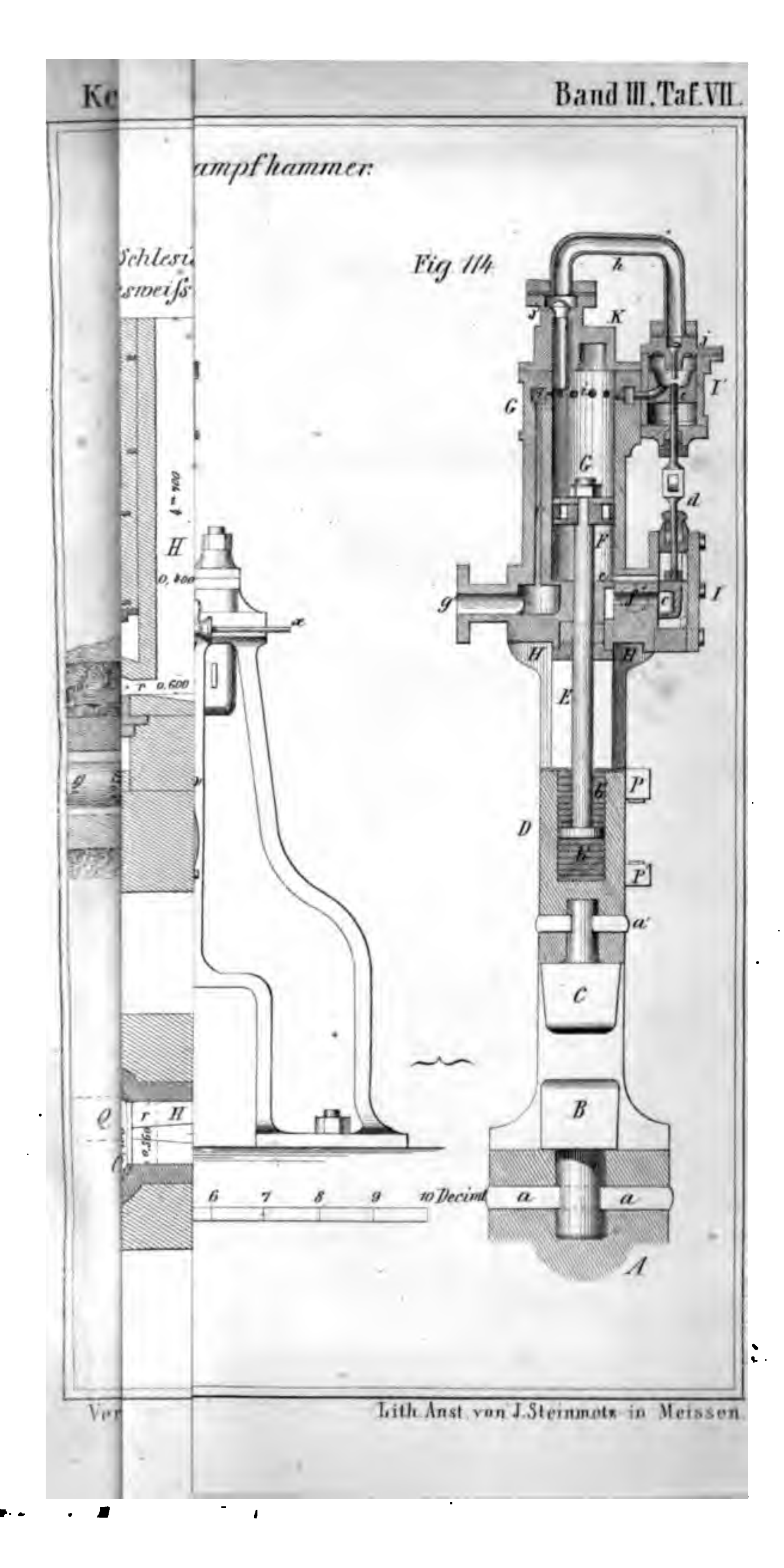
Fig. 119.

Tiegel.

Fig. 120.

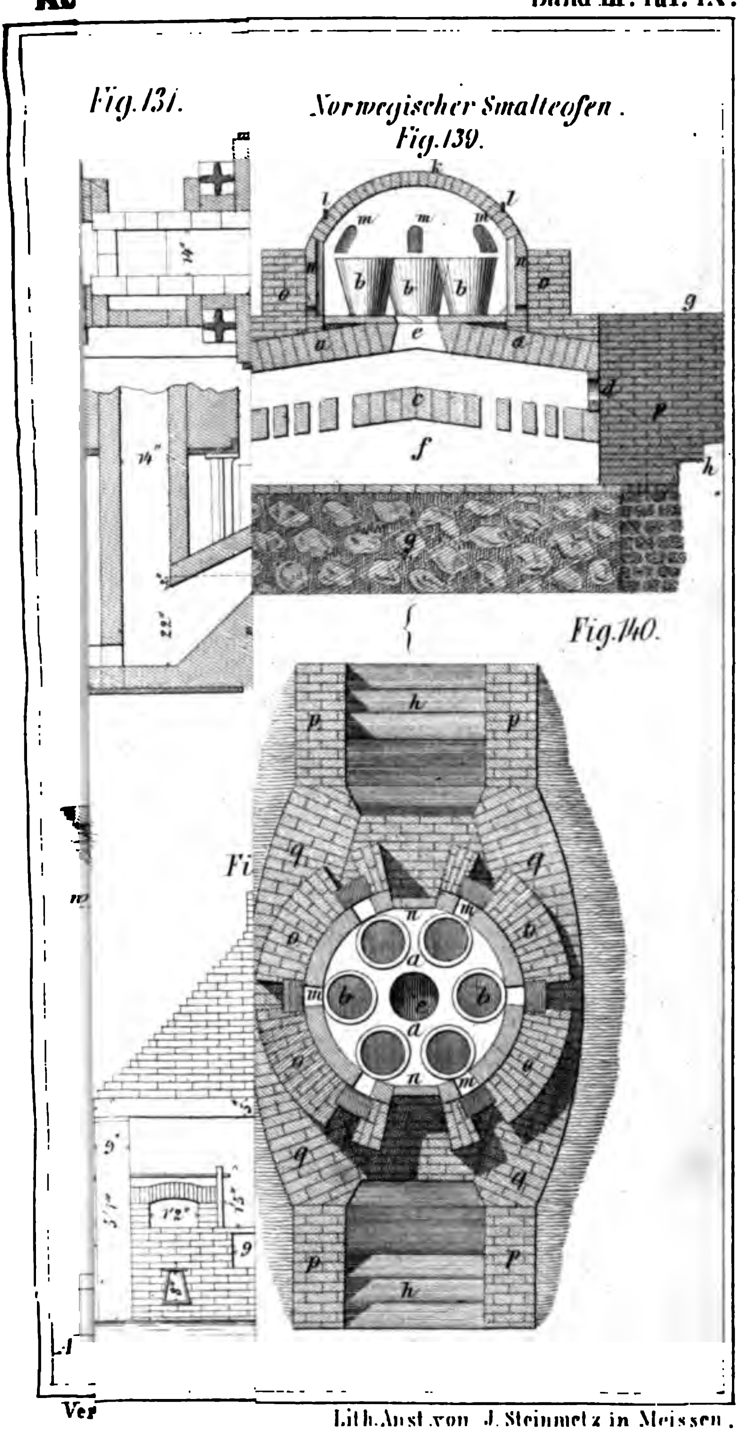
Lith. Anst. von J. Steinmetz in Meissen.



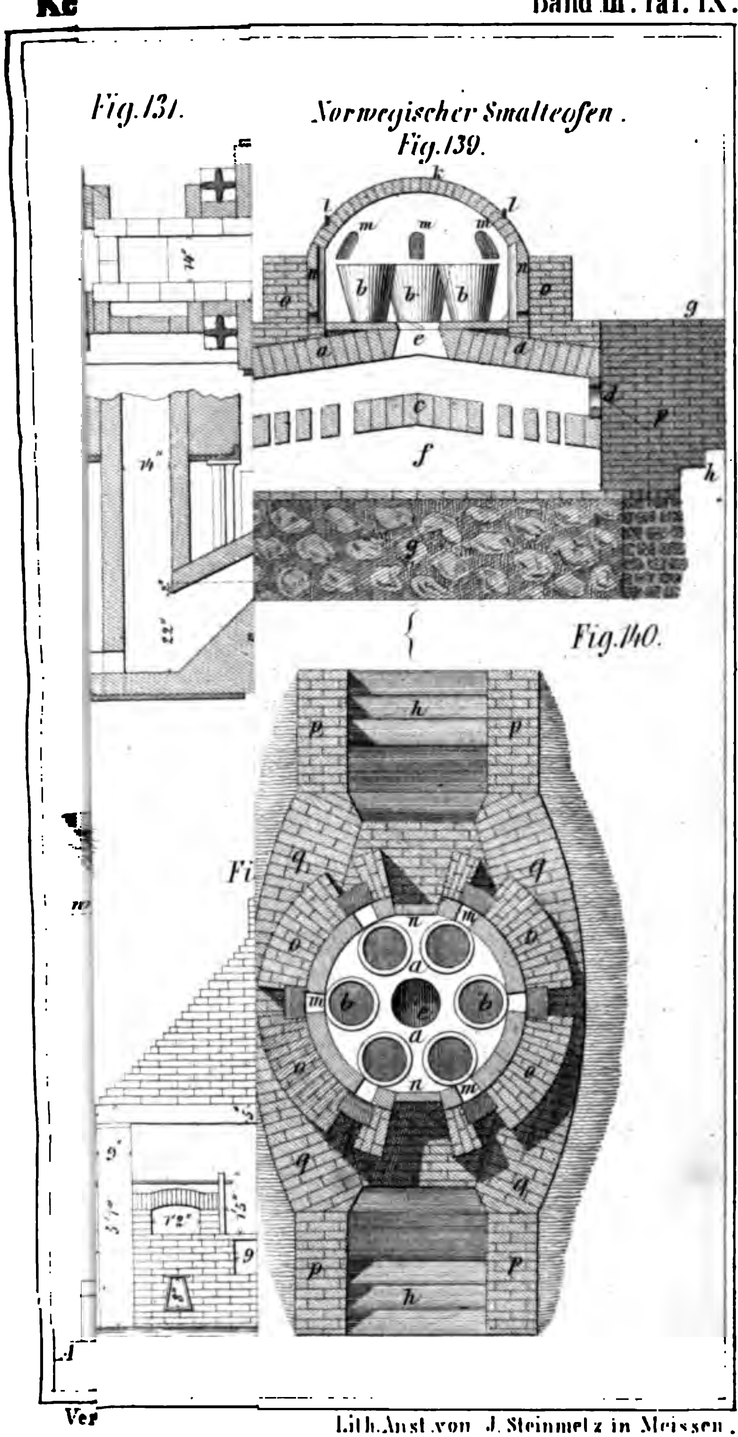


Ver
Lith. Anst. von J. Steinmetz in Meissen.





Ver
Lith. Anst. von J. Steinmetz in Meissen.


Fig. 131.
Norwegischer Smalteofen.
Fig. 139.
Fig. 140.











